

BERG- UND HÜTTENMÄNNISCHE ZEITUNG.

Redaction:

BRUNO KERL,

und

FRIEDRICH WIMMER,

Professor der Metallurgie

Berggeschwornen und Lehrer der Bergbaukunde

an der Bergschule zu Clausthal.

Jährlich 52 Nummern mit vielen Beilagen, Tafeln und eingedruckten Holzschnitten. **Abonnements-Preis** jährlich 5 Thlr. Crt. Zu beziehen durch alle Buchhandlungen und Postanstalten des In- und Auslandes. **Original-Beiträge** sind an Einen der Redacteurs franco einzusenden und werden halbjährig — auf Verlangen auch sofort nach Abdruck — entsprechend honorirt.

Inhalt: Die Mansfelder Hüttenprozesse in ihrer Abweichung von den Ober- und Unterharzer Kupfer- und Silbergewinnungsarbeiten. Von Albrecht von Groddeck. — Arbeiten im metallurgisch-chemischen Laboratorium zu Clausthal. Mitgetheilt von August Streng. (Fortsetzung.) — Referate. — Preisausschreibung.

Die Mansfelder Hüttenprozesse in ihrer Abweichung von den Ober- und Unterharzer Kupfer- und Silbergewinnungsarbeiten.

Vom

Hütteningenieur **Albrecht von Groddeck** zu Stolberg bei Aachen.

Erster Abschnitt. — Grundlagen der Mansfelder Hüttenprozesse.

Die Grundlage eines jeden Hüttenbetriebes ist das Vorhandensein von

- I. Betriebsmaterialien, und zwar von Schmelzmaterialien (Erze, Zuschläge, Brennmaterialien) und Baumaterialien;
- II. Betriebskräften, und zwar mechanischer und menschlicher Kräfte;
- III. Capital. Diesen Bedingungen ist für die Mansfelder Hüttenprozesse in folgender Weise genügt.

Erstes Kapitel. — Betriebsmaterialien.

I. Schmelzmaterialien.

a) Erze.

Vorkommen. Der Kupferschiefer, ein constantes Glied jener Gebilde der Zechsteinformation, welche in schmalen Zonen an den Rändern der steil aufgerichteten älteren Gesteine des Harzes, des rheinischen Schiefergebirges und des Thüringer Waldes austreicht, ist zwischen den genannten Gebirgen in einem grossen mit Triasgebilden erfüllten Becken abgelagert. Derselbe wurde schon im Jahre 920 zu Frankenberg in Hessen bergmännisch gewonnen, wie aus alten Verleihungsurkunden hervorgehen soll, und hat also zu dem ältesten deutschen Bergbau Veranlassung gegeben.

Weiter nach Osten in der Gegend, wo der blühende Mansfelder Kupferschieferbergbau umgeht, soll diese

merkwürdige Bildung im Jahre 1199 auf dem Kupferberge bei Hettstädt entdeckt sein, und ist seit jener Zeit ausgebeutet worden.

Der Kupferschiefer ist eine flötzartig abgelagerte, mit metallischen Fossilien mannigfacher Art imprägnirte bituminöse Mergelbildung, welche in erstaunenswerther Gleichartigkeit ihrer Charaktere der obersten Schicht des Rothliegenden, dem Weissliegenden, aufgelagert und vom Zechstein bedeckt ist.

Bauwürdigkeit. Der Gehalt an Kupfer, Silber und anderen Metallen bildet das Charakteristikon des bezeichneten Gebildes und wiederholt sich in keiner anderen europäischen oder aussereuropäischen Gegend in so ausgezeichnete Weise. Aber, obwohl ein steter Begleiter des Kupferschiefers, mag derselbe in Nord, West oder Süd jenes mitteldeutschen Beckens auftreten oder in dessen Mitte durch eruptive Kräfte, wie am Kyffhäuser, emporgehoben sein, so ist dieser Metallgehalt doch nicht immer concentrirt genug, um mit Vortheil ausgebeutet zu werden, selbst wenn sonstige günstige Verhältnisse der Gewinnung und Verhüttung es gestatten möchten.

Ältere und neuere Versuche, den Kupferschiefer zu gewinnen (bei Stolberg am Harz, bei Eisenach) sind missglückt und auf der meilenweiten Erstreckung, in der das Kupferschieferflötz zu Tage austreicht, finden sich nur wenige Punkte, an denen ein vorteilhafter Betrieb zu treiben ist (Grafschaft Mansfeld, Riechelsdorf in Hessen, Kamsdorf in Thüringen).

Im Mansfeld'schen ist der Metallgehalt des Kupferschieferflötzes über grosse Flächen meistens nur in einer 3—5 Z. mächtigen Lage so concentrirt, dass er einer Gewinnung werth ist, findet sich jedoch immer durch die ganze 18—20 Zoll betragende Mächtigkeit des Flötzes verbreitet. An einigen Stellen steigt der Metallgehalt ins Hangende (Zechstein, Dach) oder fällt ins Liegende (Weissliegendes, Sanderze), ist hier jedoch verhältnissmässig so gross, dass jene Schichten dadurch bauwürdig werden.

Um die Grenzen bestimmen zu können, bei welcher Schiefer, Sanderze und Dach bauwürdig sind, müssen sich vielfach durchdringende und in beständigem Schwanken begriffene Verhältnisse berücksichtigt werden. Bei den jetzigen Handels- und Betriebsverhältnissen werden

im Mansfeld'schen Minern, welche im Durchschnitt $1\frac{1}{2}$ Ctr. Kupfer im Fuder à 60 Ctr. (2,05 Proc. Cu) und $\frac{1}{2}$ Pfd. Silber im Centner Kupfer enthalten (0,012 Procent Ag), mit bedeutendem Vortheil verhüttet.

Lagerung und Abbau. Das Kupferschieferflötz bildet in der Grafschaft Mansfeld bei einem durchschnittlichen Fallen von 5–6° eine flache, von buntem Sandstein erfüllte Mulde zwischen dem Kohlengebirge bei Halle und den silurischen Gesteinen des östlichen Harzes. Diese Mulde, nach Süden geöffnet und hier mit dem Thüringischen Becken in Verbindung, war von jeher der Hauptsitz des Kupferschieferbergbaues. Die flache und im Ganzen wenig gestörte Lagerung des Flötzes in derselben ist der Grund hiervon. Von Hettstädt, wo solche Verhältnisse am meisten zum Bergbau auffordern, ging derselbe aus (1199) und verbreitete sich, da hier das Flötz stellenweise horizontal gelagert ist und mit einem nördlicher liegenden Becken — dem Magdeburger — in unmittelbarer Verbindung steht, sowohl nach Norden, wie nach Süden. Ungünstige Verhältnisse legten den Bergbau des Magdeburger Beckens im Anfange dieses Jahrhunderts in Fristen, während man in der Mansfelder Mulde durch eine grossartige Stollnanlage (Schlüsselstolln) den Betrieb für die Zukunft sicherte. Auch der Bergbau an den Rändern des Thüringer Beckens hat nie grosse Bedeutung gehabt. Der in Stolberg ist kürzlich eingegangen und es ist zweifelhaft, ob der Sangerhäuser durch eine Tiefbauanlage zu erhalten sein wird.

Trotzdem in der Mansfelder Mulde nach jahrelangen Erfahrungen im Durchschnitt ein Quadratachter Feld abgebaut werden muss, um $\frac{1}{2}$ Ctr. Kupfer mit dem entsprechenden Silbergehalt zu gewinnen, so befinden sich die Baue zur Zeit dennoch in beträchtlicher Tiefe unter dem Ausgehenden des Flötzes. Die meilenlange Erstreckung desselben, welche man an den breiten, durch ihre Unfruchtbarkeit ausgezeichneten Haldenzügen noch jetzt erkennen kann, so wie das bezeichnete geringe Fallen erklärt diesen Umstand.

Die Hauptbaue liegen über der Sohle des Schlüsselstollns 85–87 Lachter unter der oberen Thürschwelle des Chausseehauses bei Klostermansfeld, wo noch so viel unverritztes Feld ansteht, dass das Fassen einer tieferen Sohle noch für lange Zeit nicht nöthig sein wird.

Da das Mundloch des Schlüsselstollns 1 Lachter über dem mittleren Wasserstand der Saale liegt und damit der tiefste natürliche Wasserabfluss für jene Gegend erreicht ist, werden Tiefbauanlagen den ferneren Abbau ermöglichen. Ueberall, wo man unter die Sohle des Schlüsselstollns gegangen ist, so an der fünften Gezeugstrecke des Schaafbreiter Revieres, 109,5 Lachter unter der oberen Thürschwelle des bezeichneten Chausseehauses ($\frac{1}{2}$ Lachter unter dem Nordseespiegel) und an anderen Stellen ist das Fallen des Flötzes dasselbe geblieben. Sollte dasselbe bis an das Tiefste der Mulde nicht wachsen, sondern, was wahrscheinlich ist, abnehmen, so wird es an Kupferschiefern für unabsehbare Zeiten nicht fehlen können, da die Mulde ein Areal von 4 Quadratmeilen einnimmt und ihr Tiefstes nur 280–300 Lachter unter einem ihrer höchsten Tagespunkte (obere Thürschwelle des Chausseehauses bei Klostermansfeld) liegt.

Grubenreviere. Die Baue der Mansfelder Mulde theilen sich gegenwärtig in zwei grosse Grubencomplexe. Der eine derselben, zwischen Friedeburg und Gross-Oerner, umfasst die sogenannten „Unteren-Reviere“, der andere zwischen Mansfeld und Eisleben die sogenannten „Oberen Reviere“. Die unteren Reviere sind: Revier Nr. 32, Revier Nr. 31, Burgörner Revier, Stockbacher Revier. Die oberen Reviere sind: Hirschwinkler, Kuxberger, Ahlsdorfer, Holzberger, Glückaufer und Schaafbreiter Revier.

Ausserdem gehen noch Baue ausserhalb der Mansfelder Mulde am Südrande des Harzes bei Sangerhausen in den sogenannten „Sangerhäuser Revieren“ um, deren Minern mit denen der Mansfelder Mulde gegenwärtig zusammen verarbeitet werden.

Die Minern dieser drei verschiedenen Reviere zeigen manche Verschiedenheiten, von denen unten die Rede sein wird.

Minern. Unter Minern versteht man im Mansfeld'schen die Gesamtheit aller schmelzwürdigen Erze, als Kupferschiefer, Sanderze und Dach.

1) **Kupferschiefer.** — Die Einsprengungen von metallischen Fossilien mannichfacher Art (zum grössten Theil Schwefelmetalle) sind mehr oder weniger fein. Meistens und besonders in den reichsten Schiefen sind dieselben so fein, dass sie oft nur an einem ihrer Natur nach verschieden gefärbten Schimmer auf dem Querbruch der Schiefer erkannt werden können. Bei dem Zusammenvorkommen mehrerer Erze und sehr feiner Vertheilung ist sogar ein Erkennen derselben mittelst der Loupe ganz unmöglich.

An technisch wichtigen Metallen enthält der Kupferschiefer:

a) Kupfer, hauptsächlich in mehr oder weniger deutlich ausgebildetem Kupferglanz, Buntkupfererz und Kupferkies.

b) Silber } gewöhnlich nicht in charakteristischen
c) Nickel } Fossilien erkennbar.

Der absoluten und relativen Quantität nach sind diese Metalle an verschiedenen Stellen des Kupferschieferflötzes verschieden vertheilt und dadurch ist die Bau- oder Unbauwürdigkeit des letzteren zum grössten Theil bedingt.

Den absoluten Metallgehalt kann man bei einiger Uebung nach dem äussern Ansehen der Schiefer beurtheilen.

Eine dunkelschwärzliche Farbe, ein violblauer (Buntkupfererz), goldgelber (Kupferkies) oder dunkel-fahlgrauer Schimmer auf dem Querbruch und eine grosse Dünnschiefrigkeit deuten auf reiche Schiefer. Hellere Farbe (oder sehr dunkelschwarze Farbe, von überwiegendem Kohlengehalt herrührend), viele feine, weisse oder graue Streifen von eingesprengtem Gyps (weiss-härig), geringer oder auch graugelber Schimmer (Schwefelkies) auf dem Querbruch und Dickschiefrigkeit deuten auf arme Schiefer.

Fehlt der Schimmer (Speise) und zeigen sich dafür einzelne Erzflecken, Körner oder Nieren (Erzhinken genannt), so kann man darin keine Bürgschaft der Schmelzwürdigkeit finden. Wiegt der Kupferkiesgehalt vor, so deutet das meistens auf unschmelzwürdige Schiefer.

Den relativen Metallgehalt, d. h. das quantitative

Verhältniss, in welchem die genannten Metalle (besonders Kupfer und Silber) im Kupferschiefer enthalten sind, zu bestimmen, hat man kein äusseres Anzeichen.

Silbergehalt und Kupfergehalt stehen übrigens in keinem bestimmten Verhältniss zu einander.

Von dem absoluten und relativen Gehalt der Schiefer verschiedener Reviere an Kupfer und Silber geben folgende Resultate einiger Proben eine Anschauung:

Es sind enthalten in 1 Fdr. Schiefer à 60 Ctr.

des Schaafbreiter R. 169 Pfd. Cu u. im Ctr. Cu 0,577 Pfd. Ag

„ Kuxberger „ 184 „ „ „ „ „ 0,514 „ „

„ Glückaufer „ 168 „ „ „ „ „ 0,438 „ „

„ Hirschwinkl. „ 143 „ „ „ „ „ 0,481 „ „

„ Burgörner „ 133 „ „ „ „ „ 0,420 „ „

„ Revier Nr. 31. 154 „ „ „ „ „ 0,547 „ „

„ „ „ 32. 98 „ „ „ „ „ 0,520 „ „

„ Sangerhäuser R. 192 „ „ „ „ „ 0,308 „ „

Man sieht aus dieser Zusammenstellung, dass die Schiefer der unteren Reviere ärmer sind, als die der oberen. Letztere zeichnen sich auch durch eine grössere Festigkeit und Schwerschmelzbarkeit gegen erstere aus.

Der Nickelgehalt ist in den Schiefen äusserst gering, findet sich aber, nachdem letztere die weitläufigen Zugutemachungsprozesse durchgemacht, in den sogenannten Krätzkupfergranalien (Krätzkupfer Nr. 3) so concentrirt (ca. 20 Proc. Ni), dass seine Gewinnung ökonomisch vortheilhaft ist.

An Metallen, Erden und Metalloiden, welche bei der Verhüttung nicht gewonnen, sondern verschlackt oder verflüchtigt werden, enthält der Kupferschiefer in grösserer Menge Eisen, Zink, Blei, Kobalt, Arsenik und Antimon, Thonerde (ca. 10,7 Proc.), Kalkerde (ca. 19,5 Proc.), Magnesia (ca. 6,5 Proc.), Kali (ca. 2 Proc.), Kieselerde (ca. 40 Proc.) und Schwefel.

Ein verhältnissmässig geringer Eisen-, Antimon- und Arsengehalt, so wie ein verhältnissmässig hoher Kieselsäuregehalt zeichnet das Mansfelder Erz vor dem des Ober- und Unterharzes aus und bedingt hauptsächlich die Abweichungen in den Arbeitsmethoden.

2) Sanderze. Der Metall-, Kalk- und Bitumengehalt des Kupferschieferflötzes hat sich an einigen Localitäten, besonders in den Sangerhäuser Revieren, auch in den oberen Mansfelder Revieren bis in das Liegende verbreitet und hier die Entstehung der sogenannten Sanderze veranlasst.

Das Liegende wird von einer $\frac{1}{2}$ bis $\frac{3}{4}$ Lachter mächtigen Bank weissen Sandsteins gebildet und ist an den bezeichneten Stellen mit den auch im Kupferschiefer vorkommenden Erzen (Kupferglanz, Buntkupfererz, Kupferkies etc.) imprägnirt. Theils finden sich diese Erze in kleinen Körnern oder nierenförmigen Massen eingesprengt, theils in dünnen Platten darin abgesondert. Der Kupfergehalt der Sanderze schwankt sehr.

Die armen, nicht direkt schmelzwürdigen Sanderze enthalten ca. 120 bis 150 Pfd. Kupfer im Fuder à 60 Ctr. (2—2,5 Proc. Cu). Der Gehalt der reichen Sanderze, in denen öfters plattenförmige Ausscheidungen von Kupferglanz und Buntkupfererz in Messerrücken- bis Federkielstärke vorkommen, schwankt zwischen 324 bis 517 Pfd. Kupfer im Fuder (5,4—8,6 Proc. Cu).

Die Sanderze enthalten übrigens dieselben Stoffe, wie der Kupferschiefer. Natürlicherweise sind sie an Kieselerde sehr viel reicher, was ihre grosse Schwerschmelzbarkeit bedingt.

3) Dach. Das Hangende des Kupferschieferflötzes, ein dichter grauer Kalkstein, der sogenannte Dachklotz (10—15 Zoll mächtig), ist auch mit Kupfererzen oft so stark imprägnirt, dass er schmelzwürdig wird (Noberge der unteren Reviere.) Meistentheils ist es Kupferglanz, der in kleinen Körnern und Nieren bis Haselnussgrösse eingesprengt ist, in kleinen Quantitäten auch Schwefelkies.

Es enthielt 1 Fuder Dach von den Sangerhäuser Revieren 61 bis 105 Pfd. Kupfer und der Centner Kupfer 0,178 bis 0,256 Pfd. Silber.

Mit den Minern zusammen sind ausser den bereits genannten eingesprengten Mineralien mehr oder weniger selten vorgekommen: gediegen Kupfer, Rothkupfererz, Kupferlasur und Malachit, Kupferindig, gediegen Silber, Bleiglanz, Kupfernickel, grauer Speiskobalt, Schwerspath, Arragonit etc. etc.

In den Minern finden sich noch manche Stoffe, die sich jedoch erst in den Hüttenprodukten in grösserer Quantität nachweisen lassen, so Mangan, Molybdän, Vanadin, Selen etc. etc.

Nickelerze. Auf Kluftflächen, welche das Flötz und die angrenzenden Schichten verwerfen (Rücken) oder, ohne zu verwerfen, durchsetzen, kommen besonders in den Sangerhäuser Revieren Nickelerze (Kupfernickel) vor. Auf einem Rücken des vierten Versuchsschachtes im Heiligenborner Revier (Sangerhausen) im Felde des Carolusschachtes werden sie gegenwärtig in so grosser Menge gefunden, dass sie einer hüttenmännischen Verarbeitung unterworfen werden können.

b) Zuschläge.

Flussspath. Flussspath wird hauptsächlich zum Verschmelzen der an Kieselerde reichen Minern angewandt. Man bezieht denselben theils aus der von der Mansfelder Gewerkschaft gepachteten Flussspathgrube „in der Krummschlacht“ bei Rottleberode, theils wird er von der Strassberger Grube angekauft.

Dieser theure Zuschlag (1 Ctr. Flussspath kostet auf der Sangerhäuser Hütte 8 Sgr., auf der Friedeburger Hütte 15 Sgr.) wird beim Verschmelzen der Minern neuerdings zum Theil durch

Spur oder Concentrationsschlacke ersetzt.

Letztere enthält ca. 34 Proc. Si, 37,68 Proc. Fe, 0,68 Proc.

Cu und viel mechanisch eingemengten Stein. Der Kupfergehalt nach der Probe beträgt ca. 8 Proc.

Bei dem Concentriren des gerösteten Rohsteins (Gaarröst) in Flammöfen muss, bei der stark basischen Beschaffenheit desselben, ein Zuschlag von Kieselerde gegeben werden. Dieselbe schlägt man in Gestalt von Quarzsand zu, der sich in genügender Menge in den Umgebungen der Rohhütten abgelagert findet.

Arme Sanderze. Neuerdings ersetzt man diesen Zuschlag vortheilhaft durch arme Sanderze, deren Metallgehalt (120—150 Pfd. Cu im Fuder) man auf keine andere Weise vortheilhafter gewinnen kann. Die

Sanderze werden auf der Wäsche der Sangerhäuser Hütte auf einem 6stempligen Pochwerk trocken gepocht.

Thon. Thon, welchen man in den die Mansfelder Mulde zusammensetzenden Formationen in reichlicher Menge und guter Qualität abgelagert findet, wird beim Schwarzkupferschmelzen zum Ankneten der entsilberten Rückstände angewendet.

Schwefelkies. Schwefelkies wird zum Verschmelzen der Schieferproben und beim Anhängen und Ausblasen der Schwarzkupferöfen gebraucht.

(Fortsetzung folgt.)

Arbeiten im metallurgisch-chemischen Laboratorium zu Clausthal.

Mitgetheilt von

Professor Dr. August Streng zu Clausthal.

(Fortsetzung von S. 55.)

B. Gebirgsarten.

35) Enstatitfels vom Radauberge bei Harzburg, aus Enstatit und Anorthit bestehend, nach Streng.

36) Serpentinfels von der Radau, aus Anorthit, Serpentin und Magnesia bestehend, nach Streng.

37) Serpentin vom Radauberge, aus Serpentin und Magneteisen bestehend, nach Streng.

	35.	36.	37.
SiO ₂	49,23	42,02	35,67
Al ₂ O ₃	25,15	13,89	2,98
Cr ₂ O ₃	0,03		0,87
Fe ₂ O ₃	1,30	4,68	6,04
Uebertrag	75,71	60,59	45,56

	38.	39.	40.	41.	42.	43.	44.	45.	46.	47.	48.	49.
S	—	—	0,01	—	—	0,07	—	—	—	—	—	—
Fl	—	—	0,08	—	—	Spur	—	—	—	—	—	—
PO ₅	—	—	0,53	—	—	0,44	—	—	—	—	—	—
TiO ₂	—	—	1,12	—	—	1,75	—	—	—	—	—	—
SiO ₂	53,65	50,09	48,19	50,70	50,92	49,63	49,04	51,73	44,79	53,60	49,17	53,10
Al ₂ O ₃	20,77	17,84	16,67	15,64	13,37	16,18	21,02	17,96	21,43	15,73	18,78	15,90
Cr ₂ O ₃	—	—	0,03	—	—	0,38	0,29	—	—	—	—	—
Fe ₂ O ₃	0,98	2,03	2,74	2,61	9,05	1,92	2,17	—	0,58	5,99	5,58	9,00
FeO	7,61	7,54	10,05	5,04	7,47	12,03	4,72	11,47	5,38	8,56	8,44	5,21
MnO	—	—	Spur	Spur	—	0,30	—	—	—	—	—	—
CaO	9,16	13,12	10,21	11,70	8,50	9,33	11,64	11,31	10,04	8,92	8,35	7,87
MgO	1,57	8,28	7,62	11,52	9,10	5,38	7,22	5,78	8,38	5,49	5,98	4,68
KO	1,61	0,83	0,34	0,78	0,90	0,81	1,92	0,29	1,96	0,61	0,55	0,82
NaO	3,33	1,39	3,32	1,87	0,86	1,89	1,83	1,26	1,31	2,08	2,47	3,72
HO	1,33	0,78	1,05	1,20	1,22	0,55	0,87	0,66	5,80	0,29	2,13	1,28
	100,01	101,90	101,96	101,06	101,39	100,66	100,70	100,45	99,67	101,27	101,45	101,58

Granite des Harzes, bestehend aus vorwaltendem Orthoklas, Quarz, Oligoklas und schwarzem Glimmer.

50) Granit vom Gipfel des Brockens, nach Dr. Fuchs.

51) Vom Rehberge, nach Dr. Fuchs.

52) Vom Meineckenberge bei Ilseburg, nach Dr. Fuchs.

53) Von ebendaher, aber mit viel Quarz, nach Schilling.

Uebertrag	75,71	60,59	45,56
FeO	3,29	3,19	4,95
MnO	0,34	—	0,11
CaO	12,57	8,01	0,18
MgO	8,92	20,97	35,03
KO	{ 0,99	0,44	{ 0,77
NaO		0,36	
HO	0,64	6,64	12,04
	102,46	100,20	1,37 Chromeisen
			100,01

Gabbrogesteine von Harzburg. Diese bestehen aus Labrador und Titaneisen, braunem Glimmer und einem augitischen Minerale, und zwar Diallag oder Hypersthen oder hypersthenähnlichem aber kalkreichen Augit oder aus mehreren derselben. Diallag und Augit sind oft in Hornblende umgewandelt.

38) Gabbro von der Südgrenze der Gesteine in der Nähe des Torfhauses, nach Streng.

39) Vom Ettersberge, nach Streng.

40) Vom linken Abhange des mittleren Eckerthals, nach Streng.

41) Vom oberen Radauberge, nach Streng.

42) Von der Mündung der Abbeborn in die Radau, nach Streng.

43) Aus den Steinbrüchen des Radauthals, nach Streng.

44) Grobkörniger Gabbro von der Baste, nach Schilling.

45) Gabbro vom Molkenhause, nach Brauns.

46) Aus dem Eckerthale, nach Dr. Hahn.

47) Gabbroartiges Gestein vom Meineckenberge, aus dem dortigen Granit, nach Dr. Fuchs.

48) Feinkörniger Gabbro als Einschluss in mittelkörnigen des Radauthals, nach Streng.

49) Nr. 44 im verwitterten Zustande.

	38.	39.	40.	41.	42.	43.	44.	45.	46.	47.	48.	49.
S	—	—	0,01	—	—	0,07	—	—	—	—	—	—
Fl	—	—	0,08	—	—	Spur	—	—	—	—	—	—
PO ₅	—	—	0,53	—	—	0,44	—	—	—	—	—	—
TiO ₂	—	—	1,12	—	—	1,75	—	—	—	—	—	—
SiO ₂	53,65	50,09	48,19	50,70	50,92	49,63	49,04	51,73	44,79	53,60	49,17	53,10
Al ₂ O ₃	20,77	17,84	16,67	15,64	13,37	16,18	21,02	17,96	21,43	15,73	18,78	15,90
Cr ₂ O ₃	—	—	0,03	—	—	0,38	0,29	—	—	—	—	—
Fe ₂ O ₃	0,98	2,03	2,74	2,61	9,05	1,92	2,17	—	0,58	5,99	5,58	9,00
FeO	7,61	7,54	10,05	5,04	7,47	12,03	4,72	11,47	5,38	8,56	8,44	5,21
MnO	—	—	Spur	Spur	—	0,30	—	—	—	—	—	—
CaO	9,16	13,12	10,21	11,70	8,50	9,33	11,64	11,31	10,04	8,92	8,35	7,87
MgO	1,57	8,28	7,62	11,52	9,10	5,38	7,22	5,78	8,38	5,49	5,98	4,68
KO	1,61	0,83	0,34	0,78	0,90	0,81	1,92	0,29	1,96	0,61	0,55	0,82
NaO	3,33	1,39	3,32	1,87	0,86	1,89	1,83	1,26	1,31	2,08	2,47	3,72
HO	1,33	0,78	1,05	1,20	1,22	0,55	0,87	0,66	5,80	0,29	2,13	1,28
	100,01	101,90	101,96	101,06	101,39	100,66	100,70	100,45	99,67	101,27	101,45	101,58

54) Aus dem Gruhenbeleksthal, nach Dr. Fuchs.

55) Derselbe, zersetzt, nach Dr. Fuchs.

56) Schwarzer Granit vom Meineckenberge, nach Dr. Fuchs.

57) Vom Ziegenrücken im Okerthale, nach Dr. Fuchs.

58) Aus dem Okerthale, Mitte der Granitpartie nach von Graba.

59) Ebendaher, Rand der Granitmasse, nach von Graba.

60) Granit aus einem im Gabbro aufsetzenden Gange im Eckerthale, nach Dr. Fuchs.

61) Granitartiges Gestein aus einem im Gabbro aufsetzenden Gange im Eckerthale, nach Dr. Fuchs.

62) Granit aus einem grossen im Gabbro aufsetzenden Gange auf dem Ettersberg, nach Dr. Fuchs.

63) Vom Hexentanzplatz, nach Dr. Fuchs.

64) Von Friedrichsbrunn, nach Dr. Fuchs.

	50.	51.	52.	53.	54.	55.	56.	57.
SiO ₂	73,71	75,06	66,81	75,10	72,21	72,19	58,98	75,46
Al ₂ O ₃	13,46	13,00	19,05	13,03	15,61	15,25	12,38	11,89
Fe ₂ O ₃	2,20	3,54	—	—	—	—	9,45	—
FeO	—	—	5,02	3,23	3,45	3,62	—	3,52
CaO	1,15	0,88	3,26	1,27	1,76	0,53	7,57	1,25
MgO	1,93	0,01	0,31	0,01	0,43	0,40	4,37	0,08
KO	4,59	4,16	2,85	3,80	4,14	3,04	5,52	4,40
NaO	2,60	3,06	2,78	3,92	2,80	3,27	0,84	2,56
HO	1,12	1,06	1,30	0,62	0,84	1,80	1,83	1,12
	100,76	100,77	101,38	101,18	101,24	100,10	100,94	100,28

	58.	59.	60.	61.	62.	63.	64.
SiO ₂	76,69	77,25	73,00	63,66	76,97	76,81	73,84
Al ₂ O ₃	13,17	13,68	15,03	9,85	13,40	10,95	14,33
Fe ₂ O ₃	—	—	—	—	—	—	—
FeO	2,73	2,67	3,71	7,77	1,16	2,19	2,63
CaO	1,72	0,60	1,75	6,56	0,42	0,83	0,44
MgO	0,86	0,16	0,10	2,23	—	0,02	0,02
KO	5,18	5,32	3,81	7,12	7,09	5,26	8,15
NaO	1,25	1,78	3,60	2,76	0,22	3,10	0,04
HO	—	—	0,67	0,35	0,76	0,85	1,19
	101,60	101,46	101,67	100,30	100,02	100,01	100,64

Gneisse des Harzes, zwischen Granit und Gabbro auftretend.

65) Gneiss aus dem mittleren Eckerthale, nach Dr. Fuchs.

66) Ebendaher, nach Dr. Fuchs.

67) Aus dem obern Eckerthale, nach Dr. Fuchs.

	65.	66.	67.
SiO ₂	65,22	67,01	71,55
Al ₂ O ₃	16,35	10,83	11,20
Fe ₂ O ₃	8,03	8,37	9,49
CaO	3,27	5,35	0,77
MgO	2,06	1,65	1,98
KO	2,74	3,21	0,65
NaO	1,00	1,58	4,00
HO	2,25	2,86	1,43
	100,92	100,86	101,07

Diorite des Harzes, an der Granitgrenze ganz in der Nähe der Rosstrappe auftretend und aus Hornblende und Oligoklas bestehend.

68) Feinkörniger Diorit von der Rosstrappe, nach Dr. Fuchs.

69) Grobkörniger Diorit von der Rosstrappe, nach Dr. Fuchs.

	68.	69.
SiO ₂	46,26	51,07
Al ₂ O ₃	19,20	22,12
Fe ₂ O ₃	10,06	—
FeO	10,20	9,28
CaO	9,17	6,11
MgO	5,52	2,09
KO	0,21	3,25
Uebertrag	100,62	93,92

Uebertrag	100,62	93,92
NaO	0,53	4,11
HO	0,53	1,21
	101,68	99,24

70) Syenit vom steilen Stieg bei Hasserode, nach Dr. Fuchs.

SiO ₂	56,36
Al ₂ O ₃	20,05
FeO	7,96
CaO	7,22
MgO	4,12
KO	1,70
NaO	2,74
HO	0,62
	100,77

71) Chloritschiefer aus dem Granit des Meineckenbergs, nach Dr. Fuchs.

SiO ₂	33,72
Al ₂ O ₃	19,81
FeO	24,83
CaO	0,60
MgO	12,01
Alkalien	Spur
HO	9,27
	100,24

72) Diabaspophyr vom Radauberge, nach Streng.

73) Diabaspophyr von ebendaher, nach Streng.

	72.	73.
SiO ₂	45,92	49,01
Al ₂ O ₃	14,43	20,39
Fe ₂ O ₃	7,71	5,15

FeO	7,99	8,86
MnO	0,10	—
CaO	13,35	1,78
MgO	4,17	6,30
KO	2,60	7,69
NaO	0,60	0,61
HO	1,66	0,99

98,53 100,78

Hornfelsgesteine des Harzes, kommen meist an den Graniträndern vor.

74) Hornfels vom Meineckenberge, nach Dr. Fuchs.

	74.	75.	76.	77.
SiO ₂	58,98	56,78	60,64	61,14
Al ₂ O ₃	12,38	21,57	20,73	19,00
Fe ₂ O ₃	9,45	7,18	7,34	7,79
CaO	7,57	4,07	1,13	0,97
MgO	4,37	3,88	3,69	4,04
KO	5,52	3,42	2,07	2,36
NaO	0,84	2,39	3,55	2,19
HO	1,83	1,85	1,78	3,73
	100,94	101,14	100,93	101,22

83) Domit vom Puÿ de Dome, nach Bogen.

SiO ₂	69,94
Al ₂ O ₃	15,80
FeO	3,17
CaO	1,79
MgO	1,60
KO	1,32
NaO	6,79
	100,41

84) Taunusschiefer vom Feldberge im Taunus, nach Trapp.

SiO ₂	60,64
Al ₂ O ₃	21,90
FeO	9,18
MgO	2,65
CaO	0,56
KO	3,78
NaO	1,15
HO	0,29
	100,15

85) Kupferschiefer aus Schlesien, nach v. Groddeck.

SiO ₂	39,18
Al ₂ O ₃	11,60
FeO	5,13
CaO	17,34
MgO	1,38
KO	5,35
CuO	0,29
Uebertrag	80,27

75) Hornfels aus dem Ockerthale, nach Dr. Fuchs.
76) Kieselschiefer vom Sonnenberge, nach Dr. Fuchs.
77) Hornfels oder Thonschiefer aus dem Ockerthale, nach Dr. Fuchs.

78) Kieselschiefer vom Meineckenberge, nach Dr. Fuchs.

79) Hornfels aus dem Ockerthale, nach v. Graba.

80) Hornfels vom Rehberge, nach Dr. Fuchs.

81) Hornfels von Achtermannshöhe, nach Dr. Fuchs.

82) Gefleckter Hornfels vom Sonnenberge, nach Dr. Fuchs.

	78.	79.	80.	81.	82.
SiO ₂	68,30	63,63	70,11	72,95	73,08
Al ₂ O ₃	17,62	17,94	13,72	7,64	12,46
Fe ₂ O ₃	5,86	7,54	7,59	8,13	4,80
CaO	0,95	7,25	2,00	3,65	2,14
MgO	0,96	1,93	1,53	1,80	4,02
KO	3,06	2,11	2,85	1,19	1,27
NaO	2,03	2,48	2,28	2,42	2,40
HO	1,14	0,02	1,13	1,30	0,47
	99,92	102,90	101,21	99,08	100,64

Uebertrag 80,27

CO ₂	16,25
HO	2,63
	99,15

86) Kalkstein vom Schadeleben bei Altenau, nach Dr. Hahn.

In HCl unlöslich 12,11

SiO ₂	2,51
Al ₂ O ₃	2,35
Fe ₂ O ₃	1,99
CaO	43,61
MgO	0,44
CO ₂	35,31
HO	0,61
	98,93

87) Kalk vom Joachimskopfe bei Zorge, nach Tiemann.

88) Kalk vom Mittelberge bei Zorge, nach Tiemann.

89) Devonischer Kalk vom Iberge bei Grund, nach Uhlendorf.

	87.	88.	89.
CaO	51,37	53,39	54,34
MgO	0,41	0,22	0,31
Alkalien	1,61	1,12	—
Al ₂ O ₃	1,64	0,41	0,27
Fe ₂ O ₃	1,34	0,22	Spur
CO ₂	41,60	42,20	43,93
Unlös. in HCl	1,50	2,62	HO 0,67
PO ₅	Spur	0,18	—
	99,47	100,36	99,52.

(Fortsetzung folgt.)

Referate.

Erfahrungen im berg- und hüttenmännischen Maschinen-, Bau- und Aufbereitungswesen. Zusammengestellt aus den Berichten und Mittheilungen der österreichischen k. k. und gewerksch. Berg-, Hütten- und Salinenbeamten von P. Rittinger, k. k. Sectionsrath in Wien. Jahrgang 1862. Mit 1 Atlas von 14 lithographirten Tafeln. Wien 1863. Verlag von Friedrich Manz.

In den „Erfahrungen“ sind dieses Mal nachstehende im Auszuge hier mitgetheilte Abhandlungen vorhanden:

Nowak, die Wasserhaltungs-Wassersäulen-Maschine im Adalbert-Schacht bei Przibram. — An Stelle der frühern Radkunst wurde im Jahre 1861/62 eine Wassersäulenmaschine eingebaut. Von dieser Maschine, so wie von den bereits für die alte Kunst aufgestellten 7 Plungersätzen giebt der Verfasser eine vollständige, durch Zeichnungen erläuterte Beschreibung. Die Maschine ist einfach- und direktwirkend und zeichnet sich dadurch aus, dass zum ersten Male zur Steuerung statt des gewöhnlichen Kolbensystems, der Vertheilungsschieber angewendet wurde. Sie hat bei einem Gefälle von 35 Klaftern einen Kolbendurchmesser von 22 Zoll und eine Hubhöhe von 1 Klafter. Der gesammte Druck auf den Kolben beträgt mithin 31246,6 Pfd. und der Wasserverbrauch bei 2 Hüben pro Minute 36,34 Cubikfuss.

Der Durchmesser der Einfallröhren beträgt 12 Zoll, so dass beim Aufgange des Kolbens das Wasser mit 1,5 Fuss Geschwindigkeit dieselben durchströmt.

Der gesammte statische Effekt der Maschine beim Auf- und Niedergange wird zu 79,73 Proc. angegeben.

Das Schachtgestänge besteht in seiner ganzen Ausdehnung aus 5 Klafter langen runden gewalzten Eisenstangen, welche mittelst Laschen und Keile miteinander verbunden sind.

Sauer, direktwirkende Wasserhaltungsmaschine von 300 Pferdekraft auf dem Hermengild-Schachte in Polnisch-Ostrau. — Die Maschine, eine einfach- und direktwirkende Dampfmaschine, ohne Expansion und Condensation, ist auf 4 Atmosphären effektive Dampfspannung mit 40 Fuss Hubhöhe gebaut. Sie dient zur Lösung der tieferen Flötze des sehr wasserreichen Polnisch-Ostrauer Kohlenreviers, ist in dem auf das Muldentiefste gerichteten, obengenannten Schachte aufgestellt und bietet in sofern ein besonderes Interesse, als sie, abweichend von der sonst üblichen Ventil- und Hebelsteuerung, mit einer durch eine selbstständige Dampfmaschine bewegten Schiebersteuerung versehen ist. Ausserdem verdient noch bemerkt zu werden, dass diese Maschine die erste in so grossen Dimensionen im Inlande erzeugte ist. Sie wurden in der fürstl. Salm'schen Maschinenfabrik zu Blansco auf's solideste und zweckmässigste ausgeführt.

Ueber ihre Leistungsfähigkeit behält sich der Verfasser weiteren Bericht vor.

Mitterer, Förderung der Kleinkohle mittelst Schwemmen beim k. k. Kohlenbergbau nächst Häring in Tyrol. — Der Verfasser beschreibt eine, seit vielen Jahren beim genannten Bergbau schon gebräuchliche, aber noch weniger allgemein bekannte Förderungsarbeit, das Kohlenschwemmen. Es besteht darin, dass man das Kohlenklein einem fliessenden Wasserströme übergiebt und damit durch Rinnen zu Tage transportirt. Hierbei wird zugleich auch der Zweck einer Reinigung erreicht, ohne welche das mit vielen tauben Theilen gemengte Kohlenklein gar nicht nutzbar wäre und diese Reinigung, welche bei Anwendung hydraulischer Setzsiebe noch zu theuer zu stehen käme, soll durch das Schwemmen ganz vollständig bewirkt werden, ohne dass auch nur ein Mann in der ganzen Förderungsline zur Bedienung nöthig ist.

Eine besondere Wichtigkeit hat für die genannte Oertlichkeit diese Förderungsart dadurch erlangt, dass man seit dem Jahre 1867 damit begonnen hat, das massenhaft in den alten Verhauen liegende Kohlenklein damit auszubeuten. Das in einer 8stündigen Schicht geförderte Kohlenklein wird durch-

schnittlich zu 240 Ctr. angegeben bei einem Wasserverbrauche von 3,5 Cubikfuss pro Secunde.

Die einfache Anlage ist durch Zeichnungen erläutert.

Beschreibung einer neuerbauten Seilrampe am Erzberge zu Eisenerz. Projectirt und ausgeführt im Jahre 1862 — 1863 durch den k. k. Ingenieur Joseph Denhardt. — Mit Abbildungen. — Um die zur Röstung der Erze als Brennmaterial verwendet werdende Kohlenlöschsche den seit 1858 dem Betriebe übergebenen 10 Röstöfen zuzuführen, mussten in Folge älterer, für die neue Einrichtung ungünstig situirter Anlagen, jährlich im Durchschnitt 20000 Fass à 2 $\frac{1}{2}$ Ctr. dieses Materials 30 Klafter aufwärts gefördert werden. Die Löschsche wurde in Säcke gefüllt, durch Vecturanten in die Nähe der Hohöfen geschafft und von hier durch Regie-Pferde, da Privat-Vecturanten schwer dazu zu bewegen wären, nach dem Kohlenlöschbarren hinaufgeschleppt. Bei dieser schwerfälligen Manipulation kostete das Aufbringen von 1 Fass Kohlenlöschsche 12,6 Kreuzer. Durch Anlage einer Seilrampe von 27° Neigung, 64 Klaftern Länge und 30 Klaftern Höhe und Benutzung von Wassergegengewicht (der Kohlenlöschhund wird auf einen, als Gestell dienenden Wasserhund aufgeschoben, welcher letztere oben an der Rampe gefüllt, unten geleert wird) sind diese Kosten bis auf 1,5 Kreuzer herabgedrückt. Der Kraftwasserbedarf der Maschine während ihres Ganges beträgt in der Secunde 0,09 Cubikfuss und die Arbeit derselben ist so gross, als die gleichzeitige Arbeit von 6 Paar Pferden bei der früheren Förderung. — Zu einer Auffahrt sind nebst Wassereinlassen in den obern Wasserhund und Entleerung des 4 Fass (1120 Pfd.) haltenden Kohlenlöschhundes 6 $\frac{1}{2}$ Minute erforderlich.

Reissacher, Aufzugmaschine am Rathhausberge bei Bockstein. — Die Maschine, seit 1801/2 im Gange, ist zur Aufwärtsförderung von Material und Abwärtsförderung von Erz auf einer 694 Klafter langen und bis 372 Klafter Saigerhöhe ansteigenden Bahn, bestimmt. Sie wird durch ein 48 Fuss hohes, überschlägiges Wasserrad betrieben, welches seit jener Zeit zweimal erneuert wurde. Bei der letzteren etwa vor zwei Jahren vorgenommenen Neuerung des Rades wurde die Konstruktion desselben dahin abgeändert, dass man mit weniger langen Holzstämmen zur Verarmung ausreichte und nur einfache Schaufelung, statt der früheren doppelten (Kehrradschaufelung) vorrichtete.

Eben diese, von der früheren abweichende Radkonstruktion bildet den Hauptgegenstand der fraglichen Abhandlung.

Rittinger, die Gesetze des Falles fester Körper in Flüssigkeiten. — Der bekannte Verfasser entwickelt in streng mathematischer Weise die Theorie des Falles fester Körper in Flüssigkeiten und bringt sie mit den Resultaten einer grossen Anzahl von Versuchen in Verbindung, um zu sichern und praktischen, zur Begründung einer Theorie der nassen Aufbereitung erforderlichen Ergebnissen zu gelangen. Es reiht sich diese Arbeit den über selbigen Gegenstand bereits vorhandenen Abhandlungen von Pernolet und Sparre an, und hat den Vorzug, dass sie die Sache weder vom rein empirischen, noch rein theoretischen Standpunkte aus behandelt.

Rittinger, stetigwirkender Stossherd. — Bekanntlich unterscheidet sich der Rittinger'sche stetig wirkende Stossherd von den gewöhnlichen dadurch, dass der Stoss senkrecht gegen die Neigung erfolgt und die Bewegung der Mahtheile eine zusammengesetzte, nämlich herabwärtsgerichtete und transversale, daher im Resultate eine diagonale wird. Die verschiedenen schweren Theilchen verlassen den Herd auf verschiedenen Wegen, wodurch deren Absonderung bewirkt wird. Bei der ersten Einrichtung geschah das Austragen sowohl über die eine Längskante, als auch über die unterste Kante des Herdes. Die Erfahrung lehrte jedoch, dass das Austragen nach der Neigungskante schwer zu erzielen und auch wenig vorthellhaft sei. Der k. k. Schichtmeister A. Palmer zu Oláhlaposbánya hat nun versucht, auf dem Herd eine grössere Trübemenge zu leiten und das Austragen auf die unterste Kante des Herdes zu beschränken. Dadurch soll eine gute Abson-

derung nach der specifischen Schwere erzielt sein, und in An-
lass der guten Erfolge ist ein Pochwerk mit 48 Stempeln und
mit Spitzkästen ausschliesslich mit stetigwirkenden Stossherden
versehen.

Unter den für einen befriedigenden Gang des Herdes an-
gegebenen Bedingungen verdient die hervorgehoben zu werden,
nach welcher man die Trübe nur in 1 Fuss Breite auf den
8 Fuss langen und 4—5 Fuss breiten Herd längs der einen
Längenwand desselben führen soll.

Bellusich, Gusseiserne Stossherddelldäulen. —
Dieselben sind construirt, wie die gewöhnlichen gusseisernen
Pochwelldäulen, mit schwalbenschwanzartigen Zapfen in die
Welle gesetzt und festgekeilt. Ohne Anwendung von guss-
eisernen Hebekränzen wird durch diese Befestigungsweise die
Welle sehr geschwächt werden.

Bellusich, Verbesserungen am Setzherde. — Die-
selben bestehen in der Anwendung geeigneter Scheider behuf
rascherer Abschwemmung des Setzgutes, in der Unterstützung
der feingelochten Blechsiebe durch Aufhängen in der Mitte
und in der Anwendung gusseiserner Kolbengerippe.

Ob überhaupt der so ingenieus eingerichtete, jedoch com-
plicirte und kostspielige Setzherd in seiner praktischen Brauch-
barkeit den einfachern continuirlich wirkenden Setzsieben neuerer
Art den Rang streitig machen wird, mag in Frage gestellt
bleiben.

Resch, die zu Hirschwang bei Reichenau im Jahre
1857 erbaute steinerne Wehre. — Die kurze, durch eine
übersichtliche grössere Zeichnung erläuterte Beschreibung ist
von bergmännischen Fachgenossen, die mit Wasserbau zu thun
haben, wohl zu beachten.

Resch, Erfahrungen über liegende Cylinderge-
bläse. — Der allgemeinen Anwendung solcher Gebläse steht
die Befürchtung entgegen, dass der Kolbendruck auf die Lide-
rung nach unten stärker stattfinde, als nach den anderen Seiten,
und der Kolben durch seine Schwere die Kolbenstange durch-
biege und Vibrationen verursache, welche häufige Auswech-
selung der Liderung und Stopfbüchsenverpackung zur Folge
habe, ausserdem auch das Schmieren Schwierigkeiten verur-
sache. Eine 6jährige Praxis mit solchen Gebläsen zu Hirsch-
wang bei Reichenau spricht jedoch sehr zu Gunsten derselben.
Man vermeidet obige Uebelstände, wenn man den Kolben mög-

lichst leicht macht, die Kolbenstange aus Gussstahl herstellt
und eine zweckmässige, durch Zeichnung näher erläuterte Segel-
tuchliderung anwendet. Ausserdem müssen Vorrichtungen zum
Geradführen der Kolbenstange vorhanden sein. Ein Gebläse
mit 4 Cylindern von 3 Fuss Durchm. und 3 Fuss Kolbenlauf
kostete ohne Aufstellung und Fundamentirung 6300 österr. Guld.

Hauch, die neue Kupfer-Extraktions- und Vitriol-
hütte in Schmöllnitz (mit Zeichnungen). — **Kupferarme Kiese**
werden in Haufen von 24 Fuss Länge, 18 F. Breite und 6 F.
Höhe etwa 180 Tage unter Decken bei Schwefelgewinnung ge-
röstet, wobei man pr. Centner roher Kiese 0,65 Proc. Schwefel ge-
winnt und 0,04 Cubikfuss Holz verbraucht. Das Röstgut wird
in nussgrossen Stücken in Quantitäten von 240 Ctrn. in Kisten
24 Stunden lang ausgelaugt und zwar 6 Mal mit armer Lauge
und 2 Mal mit Wasser. Die Reichlauge von 32° B. wird in einem
Flammofenherd von 30 F. Länge, 9 F. Breite und 4 F. Tiefe
während 30stünd. Feuerung auf 37—38° B. abgedampft und
gleichzeitig das Kupfer durch Roheisen ausgefällt, welches in
10 Z. langen, 5 Z. breiten und 1 Z. dicken Platten gitterartig
im Flammofenherd liegt. Die Cementschliege enthalten 37,77
Procent Cu und werden gaar gemacht. Auf 1 Cubikfuss ver-
dampften Wassers verbraucht man 2,5 Cubikfuss Holz und pr.
Centner Gaarkupfer 2,58 Ctr. Roheisen in Folge eines reich-
lichen Gehaltes der Lauge an schwefelsaurem Eisenoxyd. Aus-
bringen an Gaarkupfer pr. Centner Kiese 0,25 Proc. Die er-
folgende Mutterlauge lässt man auf Eisenvitriol krystallisiren.
Man erhält pr. Centner rohen Kies 7 Proc. Eisenvitriol. Die
dabei erfolgende Mutterlauge wird nochmals auf Eisenvitriol
versotten.

R. v. Grünberg, Holztrockenkammer zu Mariazell.
— Lufttrockner Torf wird in einem Pultfeuer verbrannt und die
Verbrennungsgase erst in gemauerten Canälen, dann in eisernen
Röhren durch die Trockenkammer geleitet, welche durch die
strahlende Wärme wirken. Durch aufrechtstehende Endröhren
gelangen die Feuergase unmittelbar in die Kammer, durch-
streichen dieselbe von oben nach unten und entweichen mit
Wasserdämpfen geschwängert in einen unterirdischen Canal.
14—15 Wien. Klafter Holz werden während 60 Stunden ge-
darrt und dann 12 Stunden abgekühlt; Gewichtsverlust 23 bis
24 Proc. Brennstoffaufwand etwa $\frac{1}{4}$ des Einsatzes; nämlich
3 $\frac{1}{2}$ Klafter Holz oder 9 Ctr. Torf.

Preis-Ausschreibung

für eine populäre Abhandlung über Eisen-Construktionen bei Hochbauten.

Der Verein für die österreichische Eisenindustrie hat für
die beste populäre Abhandlung „über Eisen-Construktionen bei
Hochbauten“ einen Preis von 200 (zweihundert) Stück Dukaten
bestimmt und der nieder-österreichische Gewerbe-Verein für
denselben Zweck die Widmung seiner silbernen Vereins-Medaille
ausgesprochen; was mit dem Bemerken bekannt gegeben wird,
dass sich bei der diesfälligen Preis-Bewerbung auch die Fach-
männer ausserhalb des österreichischen Kaiserstaates betheiligen
können.

Die dabei gestellten Bedingungen sind folgende:

Diese Schrift soll eine gemeinfassliche detaillirte Darstel-
lung der für die gewöhnlichen Hochbauten verwendbaren Eisen-
Construktionen enthalten und deren constructive und eventuell
pecuniäre Vortheile gegenüber von anderen Materialien nach-
weisen.

Mit Zugrundelegung einer Berechnung über absolute, rela-
tive und rückwirkende Festigkeit von Guss-, Schmiede- und
gewalztem Eisen, wobei die Erfahrungs-Coefficienten, namentlich
für die österreichischen Eisen-Qualitäten, für die Praxis wohl

zu berücksichtigen kommen, sind die vortheilhaften Querschnitts-
Formen für die gewöhnlichen Fälle anzugeben und denselben
eine tabellarische Zusammenstellung von Gewicht und Festig-
keit beizugeben.

Selbstverständlich ist diese Abhandlung mit den erläuternden
Zeichnungen, namentlich für die Querschnitte, und zwar für
kleine Gegenstände in Naturgrösse, für grössere im vierten
Theile der Naturgrösse, zu vervollständigen.

Die Preisbewerber wollen ihre versiegelten, mit einem
Motto versehenen Schriften sammt versiegelter Angabe des
Namens, welche als Aufschrift das gleiche Motto zu tragen
hat, bis Anfangs October 1864 an „das Comité des Ver-
eines für die österreichische Eisenindustrie, Wien,
Stadt, Schönlaterngasse Nr. 11 neu“ einsenden.

Das preisgekrönte Manuscript bleibt Eigenthum des Ver-
fassers, doch ist derselbe zur Drucklegung von wenigstens
500 Exemplaren verpflichtet, welche der Verein für die öster-
reichische Eisenindustrie zu den Erzeugungskosten abneh-
men wird.

Das Comité des Vereines für die österreichische Eisenindustrie.

Verlag der Buchhandlung **Arthur Felix** in Leipzig. — Druck von A. Th. Engelhardt in Leipzig.

BERG- UND HÜTTENMÄNNISCHE ZEITUNG

Redaction:

BRUNO KERL,

und

FRIEDRICH WIMMER,

Professor der Metallurgie

Berggeschwornen und Lehrer der Bergbaukunde

an der Bergschule zu Clausthal.

Jährlich 52 Nummern mit vielen Beilagen, Tafeln und eingedruckten Holzschnitten. Abonnements-Preis jährlich 5 Thlr. Crt. Zu beziehen durch alle Buchhandlungen und Postanstalten des In- und Auslandes. Original-Beiträge sind an Einen der Redacteurs franco einzusenden und werden halbjährig — auf Verlangen auch sofort nach Abdruck — entsprechend honorirt.

Inhalt: Die Mansfelder Hüttenprozesse in ihrer Abweichung von den Ober- und Unterharzer Kupfer- und Silbergewinnungsarbeiten. Von Albrecht von Groddeck. (Fortsetzung.) — Arbeiten im metallurgisch-chemischen Laboratorium zu Clausthal. Mitgetheilt von August Streng. (Schluss.) — Technische Verwendung des Nickels. Von Baucher. — Notizen. — Anzeigen.

Die Mansfelder Hüttenprozesse in ihrer Abweichung von den Ober- und Unterharzer Kupfer- und Silbergewinnungsarbeiten.

Vom

Hütteningenieur **Albrecht von Groddeck** zu Stolberg bei Aachen.

(Fortsetzung von S. 64.)

c) Brennmaterialien.

Bei den Mansfelder Hüttenprozessen werden folgende Brennmaterialien angewendet: Holz, junge Birkenstämme, Reissholz (Wellholz und Hecke), Holzkohlen, Steinkohlen, Cokes und Braunkohlen.

Holz- und Holzkohlen. Das Holz und die Holzkohlen werden zum Theil aus den gewerkschaftlichen Forsten bezogen, zum Theil angekauft.

Nach den Oekonomieplänen der Hütte pro 1862 wiegt:

	1 Tonne harte Holzk.	1 Tonne weiche Holzk.
auf den Mansfelder Hütten	87 Pfd.	63 Pfd.
„ „ Eislebener „	90 „	70 „
„ „ Kupferkammer H.	92 „	70 „
„ „ Friedeburger „	92 „	70 „
„ „ Sangerhäuser „	120—130 „	90—100 „
„ „ Gottesbelohnungs Hütte	85—90 „	65—70 „

Es wiegt also:

1 Cubikfuss harte Holzkohlen 12,6—14 Pfd.

1 „ weiche „ 8,8—9,8 „

Steinkohlen und Cokes. Steinkohlen und Cokes werden von verschiedenen Lokalitäten theils auf der Saale, theils auf der Eisenbahn bis Stassfurth, theils per Axe herbeigeschafft.

Nach den Oekonomieplänen der Hütten pro 1862 wiegt:

	1 Tonne engl. Steink.	1 Tonne wettiner Steink.
auf der Mansfelder H.	314 Pfd.	387 Pfd.
„ „ Eislebener „	300 „	380 „
„ „ Kupferkammer Hütte	300—310 „	320—330 „
„ „ Friedeburger Hütte	300—310 „	320—330 „
„ „ Sangerhäuser Hütte	360—370 „	360—370 „
„ „ Gottesbelohnungs Hütte	335—345 „	360—365 „

Es wiegt also:

1 Cubikfuss englische Steinkohlen 42,1—52 Pfd.

1 „ wettiner „ 45—54,4 „

Nach den Oekonomieplänen der Hütten pro 1862 wiegt:

	1 Tonne Cokes.
auf der Mansfelder Hütte . . .	140—190 Pfd.
„ „ Eislebener „ . . .	140—195 „
„ „ Kupferkammer Hütte . .	145—195 „
„ „ Friedeburger „ . .	145—155 „
„ „ Sangerhäuser „ . .	140—195 „
„ „ Gottesbelohnungs „ . .	150—190 „

Es wiegt:

1 Cubikfuss Gascokes 20,3—21,7 Pfd.

1 „ engl. u. westphäl. Cokes 24,6—26,7 „

Hinsichtlich der Leistung beim Verschmelzen der Minern folgen: englische Cokes, westphälische Cokes, Gascokes und wettiner Cokes.

Braunkohlen. Die dem bunten Sandstein der Mansfelder und Thüringer Mulde aufgelagerten Tertiärbecken schliessen bedeutende Braunkohlenlager ein. Das Lager bei Riestädt unweit Sangerhausen ist im Besitze der Mansfelder Gewerkschaft, und aus ihm werden die meisten Braunkohlen zu den Hüttenprozessen bezogen; von andern Lokalitäten, so von Benndorf, werden kleinere Quantitäten angekauft.

Nach den Oekonomieplänen der Hütten wiegt:

	1 Tonne Riestädt. Braunk.
auf der Mansfelder Hütte . .	280—300 Pfd.
„ „ Eislebener „ . .	270—350 „
„ „ Kupferkammer Hütte . .	290—300 „

	1 Tonne Riestädt. Braunk.	
auf der Friedeburger	„	290—300 Pfd.
„ „ Sangerhäuser	„	300—350 „
„ „ Gottesbelohnungs Hütte		300—325 „
1 Cubikfuss dieser Braunkohlen wiegt also 37,9 bis 49,2 Pfd.		

II. Baumaterialien.

Das Rothliegende, der Zechstein und Buntsandstein bieten die schönsten natürlichen Baumaterialien zu Gebäuden und Oefen dar.

Zechstein. Der leicht zu bearbeitende Zechstein ist ein vorzügliches Material zu Fundamenten.

Weisse und rothe Sandsteine. Weisse und rothe Sandsteine, in Quadern von allen beliebigen Grössen, zu Umfangsmauern der Gebäude; Raughemäuern und Gestellwänden der Schmelzöfen etc. verwendbar, finden sich an mehreren Punkten im Rothliegenden und Buntsandstein, so bei Liebigerode, am Kyffhäuser, bei Polleben und Besenburg.

Feuerfester Thon. Bei Salzmünde an der Saale kommt ein feuerfester Thon vor, welcher sich zur Fabrikation feuerfester Ziegel eignet. Diese Ziegel finden ausgedehnte Anwendung beim Bau der Mansfelder Schmelzöfen.

Ausserdem werden die besseren englischen feuerfesten Ziegel beim Bau der Raffiniröfen angewendet.

Barnsteine. Thon zur Barnsteinfabrikation ist in reichlicher Menge vorhanden.

Quarzsand. Quarzsand zur Herstellung der Herde in den Concentrations- und Raffiniröfen etc. etc.

Lehm. Lehm zur Herstellung der Herde beim Rohgaarmachen des Schwarzkupfers etc.

Thon. Thon zur Gestübbebereitung etc. etc. finden sich in den bezeichneten Formationen ebenfalls in ausreichender Menge etc.

Schlackensteine. Schlackensteine finden nicht allein auf den Hütten selbst (Schwefelsäurefabriken auf Kupferkammer und Eckardthütte), sondern auch in der ganzen Umgegend ausgedehnte Anwendung. Die Arbeiter der Mittel- und Oberhütte bei Eisleben haben durch die Schlackensteinfabrikation einen so bedeutenden Nebenverdienst, dass ihnen die auf den übrigen Hütten übliche Prämie beim Rohschmelzen entzogen werden konnte.

Zweites Kapitel. — Betriebskräfte.

I. Mechanische Kräfte.

a) Wasserkräfte.

Die Anlage sämtlicher Hütten der Mansfelder kupferschieferbauenden Gewerkschaft gründete sich, ausser auf die Nähe des Kupferschieferbergbaues und andere Momente, hauptsächlich auf das Vorhandensein einer genügenden Wasserkraft. — Diese Rücksicht waltete noch in neuester Zeit bei der Wahl des Platzes für die jüngste Hüttenanlage, die Eckardthütte bei Leimbach (1860 in Betrieb gesetzt) bedeutend vor, obwohl dort für eine mindestens eben so starke Dampfkraft, wie Wasserkraft gesorgt wurde, um den Betrieb ganz sicher zu stellen. Die in den verschiedenen Jahreszeiten wechselnden Wasserzuflüsse haben auch

auf den älteren Hütten die Anlage von Reserve-Dampfmaschinen nöthig gemacht. Für den Betrieb unter normalen Verhältnissen reichen jedoch die disponiblen Wasserkräfte vollkommen aus.

Diese Wasserkräfte werden geliefert: 1) von den die Mansfelder Mulde durchneidenden, zum Flussgebiet der Saale gehörenden Flüssen und Bächen (Wipper, Schlenze, Volkstädter Bach);

2) von Grubenstolln (Zabenstedter Stolln, Gonnaer Stolln);

3) von Wasserrösch (Steinmetzgrund und Alteröder Stolln).

Der Wipperfluss. Die bedeutendste Wasserkraft bietet der Wipperfluss dar, welcher, auf dem Harz entspringend, den nördlichen Theil der Mansfelder Kupferschiefermulde bei Leimbach und Hettstädt in nordöstlicher Richtung durchströmt. Wo dieser Fluss die Kupferschiefermulde berührt, und glücklicher Weise im Mittelpunkt des bedeutendsten Bergbaues, liegen die meisten Hütten in verhältnissmässig geringer Entfernung von einander. Dem Laufe des Flusses folgend trifft man dicht oberhalb Leimbach zuerst die Eckardthütte, dann die Kreutzhütte, unterhalb Leimbach die Gottesbelohnungshütte, die Kupferkammerhütte und endlich wenig unterhalb Hettstädt die Saigerhütte oder Gaarhütte.

Der Ausdehnung des Bergbaues entsprechend, welcher dem Ausgehenden des flach muldenförmig gelagerten Flötzes parallel in einer Erstreckung von 4 bis 4½ Meile umgeht, sind ausser den genannten, im Mittelpunkt dieses Bergbaues liegenden Hüttenanlagen des Wipperthales, noch andere an den Endpunkten jenes Bergbaues nothwendig.

Zu solchen Anlagen finden sich auch wirklich, wenn auch geringe Wasserkräfte vor.

Volkstädter Bach, Steinmetzgrund und Alteröder Stolln. Einmal von der Muldenlinie ausgehend, am südöstlichsten Endpunkte des Bergbaues bei Eisleben, liefern zum Betriebe der dortigen Hütten, der Oberhütte und Mittelhütte, ausser dem Volkstädter Bach noch zwei Wasserrösch, der Steinmetzgrund und Alteröder Stolln, die Wasser.

Schlenze, Zabenstädter Stolln. Zweitens am nordöstlichen Endpunkte des Bergbaues liefern der dort gelegenen Friedeburger Hütte die Schlenze, der Zabenstädter Stolln und andere unbedeutende Zuflüsse, so die sogenannten Schneelöcher etc. die Betriebswasser.

Gonnaer Stolln. Endlich bedingt der von allen diesen Hütten entfernte Sangerhäuser Bergbau noch eine besondere Hüttenanlage. Diese, die Sangerhäuser Hütte, erhält ihre Wasser hauptsächlich vom Gonnaer Stolln und ausserdem in nassen Jahreszeiten aus vom Harz herabkommenden Bächen.

Leistung der Wasserkräfte beim Schiefer schmelzen. Die grösste Bedeutung hat die Wasserkraft auf den Rohhütten beim Verschmelzen der Minern, da die ganze Kupfer- und Silberproduktion darauf basirt ist.

Die den Rohhütten zu Gebote stehenden Wasserkräfte sind etwa folgende:

1)	auf der Eckardthütte	8	Pferdekkräfte.
2)	„ „ Kreutzhütte	11½	„
3)	„ „ Kupferkammerhütte . .	7	„
4)	„ „ Friedeburgerhütte . .	2½	„
5)	„ „ Sangerhäuserhütte . .	2	„
6)	„ den Eislebenerhütten . .	2	„

Summa 33 Pferdekkräfte.

Diese Zahlen sind aber eher zu niedrig, als zu hoch gegriffen, da aus den in den betreffenden Hütten-acten angegebenen Werthen meistens die geringsten ausgewählt sind.

Unter den gegenwärtigen Betriebsverhältnissen, bei Anwendung von Balgen-, Cylindergebläsen und Cagniardellen ist pro 1862 ein Schmelzquantum von 24804 Fdr. Schiefer mit einem Gehalte von 40872 Ctr. Kupfer veranschlagt.

Sicher begründete Erfahrungen auf den Eislebener Hütten haben gelehrt, dass bei Anwendung von Cagniardellen die Wasserkraft am besten ausgenutzt wird, dass bei ihrer Anwendung nur 1 Pferdekraft nöthig ist, um in 48 Betriebswochen pro Jahr 1000 Fuder Schiefer zu schmelzen.

Es könnten also, im Falle die alten Balgen- und Cylindergebläse durch Cagniardellen ersetzt würden, bei den vorhandenen 33 Pferdekkräften 33000 Fuder Schiefer verschmolzen werden, und dabei würde die Kupferproduktion auf mindestens 50000 Ctr. steigen.

b) Dampfkräfte.

Die eben angegebenen Wasserkräfte der Rohhütten stellen natürlich nur Durchschnittszahlen dar. In Wirklichkeit schwanken dieselben sehr, und es hat sich in den letzten Jahren, bei der Forderung erhöhter Produktion, das dringende Bedürfniss nach Reservedampfmaschinen herausgestellt. Diesem ist auch seit 1860 auf den bedeutendsten Hütten Genüge geleistet.

Die kleineren Hütten (Kupferkammerhütte, Oberhütte, Sangerhäuserhütte) haben 4—5pferdekräftige, die grösseren (Eckardthütte, Gottesbelohnungshütte) 10 bis 12pferdekräftige Maschinen.

Diese Maschinen (meistens Hochdruckmaschinen mit oder ohne Expansion) sind grösstentheils so aufgestellt, dass sie gleichzeitig mit den Wasserrädern wirken können.

Zum Betriebe der Dampfkessel wird Braunkohlenklein unter Anwendung von Treppenrosten verwendet.

II. Menschenkräfte.

Auf den Mansfelder Hütten arbeiten ca. 550 bis 600 Mann.

Im Jahre 1859 wurden beschäftigt auf den	
Mansfelder Hütten	132 Mann.
Eislebener „	88 „
Kupferkammer Hütten . .	79 „
Friedeburger „ . .	37 „
Sangerhäuser „ . .	33 „
Gottesbelohnungs „	206 „
und Saigerhütte „	

Summa 575 Mann.

Auf der Hütte ist ausserdem noch 1 Hüttenvoigt, 1 Kohlenmesser oder Schieferwäger.

Ein Tagearbeiter verfährt jährlich 300 zwölfstündige Schichten zu 9½ Stunden Arbeitszeit durchschnittlich.

Auf der Sangerhäuser Hütte werden 8stündige Schichten verfahren.

Drittes Capitel. — Capital.

Die Mansfelder Hütten sind im Besitze der reichen „Mansfeldischen kupferschieferbauenden Gewerkschaft“, welche sich im Jahre 1852 aus den fünf Gewerkschaften der Silber-, Kreutz-, Kupferkammer-, Ober- und Mittelhütte gebildet hat und deren Sitz Eisleben ist.

Die Gewerkschaft (mit 768 Kuxen) beweckt:

a) Die Ausbeutung des bereits durch landesherrliche Verleihung oder unter anderm Rechtstitel erworbenen Berwerkseigenthums.

b) Das Aufsuchen, Erwerben und Benutzen von Fossilien aller Art, ohne Unterschied, ob solche zum Bergwerksregal gehören oder nicht.

c) Die Darstellung von Metallen und Hüttenprodukten aller Art auf ihren Hüttenwerken.

d) Den Verkauf derselben.

e) Die Verwaltung und Nutzung des Vermögens.

(Fortsetzung folgt.)

Arbeiten im metallurgisch-chemischen Laboratorium zu Clausthal.

Mitgetheilt von

Professor Dr. August Streng zu Clausthal.

(Fortsetzung und Schluss von S. 66.)

C. Erze.

Ueberschieische Erze, in Andreasberg verhüttet.

90) Nach Streng.

91) Nach Dr. Fuchs.

92) Nach Dr. Fuchs.

	90.	91.	92.
SiO ₂	23,60	26,88	20,86
CaO CO ₂	3,02	0,62	0,77
MgO CO ₂	1,13	—	—
Al ₂ O ₃	nicht bestimmt.		
S	19,72	19,34	13,95
As	5,09	8,74	18,16
Sb	0,64	5,47	6,39
Pb	23,97	16,16	15,42
Ag	0,37	0,27	0,13
Fe	12,00	15,86	21,40
Zn	7,85	5,60	1,67
Cu	0,24	0,03	—
	97,63	98,97	98,74

Eisensteine.

93) Von der Grube Georg Friedrich bei Ohlei, nach Dr. Bender.

94) Von der Grube Eisenquelle am Altenberge, nach Dr. Bender.]

95) Von der Grube Sonnenschein bei Lerbach, nach A. v. Lallemand.
 96) Vom Dachsfang bei Ilfeld, nach Tiemann.
 97) Vom Kirchfelsen bei Zorge, nach Tiemann.
 Eisensteine, welche zu Vekerhagen in Hessen verschmolzen werden, nach Büchling (Nr. 98—103):

	93.	94.	95.	96.	97.
SO ₃	—	—	—	—	—
PO ₅	0,06	0,00	—	—	—
CO ₂	2,27	3,49	3,41	—	—
SiO ₂	26,42	18,10	38,55	20,64	64,65
Al ₂ O ₃	4,04	4,34	1,86	0,66	0,39
Fe ₂ O ₃	52,53	48,16	47,31	72,51	31,41
Mn ₂ O ₃	0,17	9,63	—	Spur	Spur
CaO	1,64	1,23	8,88	CaC 3,01	4,31
MgO	1,84	1,43	1,43	MgC 0,62	0,27
HO	8,18	12,03	—	1,91	0,35
Org. Subst.	1,98	1,82	—	—	—
	99,13	100,23	101,44	99,35	101,38

D. Hüttenprodukte.

104) Frischblei von Clausthaler Hütte vom 12. Oct. 1861, nach Streng.

105) Frischblei von ebendaher aus dem J. 1863 mit Cokes gefrischt, nach Dr. Hahn.

106) Mit Holzkohle gefrischt, nach Dr. Hahn.

107) Blei von Altenauer Hütte, erhalten durch Frischen von Glätte des Reichbleies aus dem Pattinson'schen Apparate, und abermaliges Pattinsoniren des erhaltenen Werkbleies, nach Dr. Hahn.

108) Steinblei von Clausthaler Hütte, nach Lehzen.

108a) Lautenthaler Pattins. Blei, nach Streng.

	104.	105.	106.	107.	108.	108a.
Pb	99,837	99,759	99,886	99,931	99,787	—
Sb	0,099	0,168	0,046	0,022	0,138	nichts
Cu	0,057	0,072	0,067	0,026	0,027	0,00096
Fe	0,007	0,001	0,001	0,015	0,020	0,00300
Zn	Spur	Spur	Spur	0,006	0,011	0,00420
	100	100	100	100	100	—

Beim Verschmelzen der unter Nr. 90—92 analysirten und ähnlicher überseeischer, meist süd- und mittelamerikanischer Erze auf Andreasberger Hütte wurden unter Anderm folgende Produkte (Nr. 109—112) erhalten:

109) Werkblei, bei den ersten Versuchen erhalten, nach Streng.

Pb	89,12
Ag	0,25
Sb	9,74
Cu	0,76
Mechanische Beimengung	0,14

100,01

110) Bleistein, nach Streng.

Pb	63,18
Cu	1,56
Ni	0,46
Zn	0,78
Fe	12,42

Uebertrag 78,40

98) Rotheisenstein von Wetzlar.

99) Mondörfer Bohnerz.

100) Salzgitterscher Eisenstein.

101) Hopfenberger „ I.

102) Hopfenberger „ II.

103) Udenhäuser „

	98.	99.	100.	101.	102.	103.
	0,20	0,15	0,28	0,20	0,22	0,28
Spur	Spur	Spur	Spur	Spur	1,46	0,49
	—	—	—	—	—	—
	55,22	13,49	15,94	6,45	13,48	37,55
	1,42	5,07	15,83	3,81	2,47	2,54
	43,58	68,87	53,92	75,47	69,77	52,34
Spur	Spur	0,34	Spur	1,11	0,66	Spur
CaO	—	0,76	1,57	1,99	1,13	0,52
MgO	—	0,12	2,24	0,91	0,54	0,34
	—	11,45	9,84	10,37	10,62	7,46
	—	—	—	—	—	—
	100,72	100,25	99,62	100,32	100,35	101,52

Uebertrag 78,40

As 4,05

Sb 0,30

S 17,06

99,81

111) Abstrich, nach Streng.

112) Abzug, nach Streng.

	111.	112.
Pb	64,87	70,17
As	0,06	7,31
Sb	30,50	15,15
Fe	nicht bestimmt	1,04
S		4,50
		98,17

Bei Versuchen, die auf Andreasberger Hütte angestellt wurden, um alte Haldenschlacken nochmals durchzuschmelzen und zugutezumachen, wurden, neben Werkblei und Schlacken, noch folgende Produkte erhalten:

113) Stein von der zweiten Schicht, nach Dr. Bender.

114) Stein von der ersten Schicht (Anhängeschicht) eine Art Speise, nach Dr. Bender.

115) Speise, nach Streng.

116) Nickelspeise, nach Streng.

	113.	114.	115.	116.
Pb	39,96	2,75	12,12	9,14
Cu	6,38	4,87	3,26	43,27
Co	0,65	1,19	1,15	0,89
Ni			1,17	21,94
Fe	28,11	55,81	48,33	0,64
As	0,52	23,59	17,09	20,71
Sb	1,40	6,13	9,18	4,12
S	20,82	4,70	8,63	0,56
	97,84	99,04	99,93	101,27

117) Schlacke vom Hartbleifrischen auf einer der Oberharzer Silberhütten, nach Streng.

SiO ₂	36,21
PbO	21,09
FeO	38,18
CuO	Spur
SbO ₃	1,67
ZnO	0,55
CaO	2,95
MgO	0,79
<hr/>	
	101,54

118) Gutes Kupfer der Kupferhütte Aggerthal bei Ruhrort, nach Dr. Fuchs.

119) Kupfer von ebendaher, nicht walzbar, nach Dr. Fuchs.

	118.	119.
C	0,023	—
Sb	0,015	0,649
As	Spur	0,397
Fe	Spur	0,049
Cu ₂ O	—	17,73

120) Krystallisirte Schlacke vom Kupferkies-schmelzen zu Lautenthal, nach A. Schilling.

SiO ₂	36,39
Al ₂ O ₃	11,06
FeO	44,14
CaO	4,63
MgO	0,54
PbS	2,71
CuS	0,78
FeS	1,05
<hr/>	
	101,30

121) Stein vom Verschmelzen nickelhaltiger Kupferverblasenschlacken (d. Bl. 1861, S. 73) mit Arsenkies und Schwefelkies zu Altenauer Hütte erhalten, nach Dr. Hahn.

122) Speise von demselben Prozesse, nach Dr. Hahn.

	121.	122.
Fe	16,15	7,39
Cu	39,03	11,15
Ni + Co	7,13	41,29
Pb	14,07	8,10
S	16,62	2,06
As	5,77	nicht bestimmt.
Sb	—	nicht bestimmt.
<hr/>		
	98,77	

Roheisen, Hohofenschlacken und Stabeisen.

123) Gewöhnliches graues Roheisen von Lerbach, in eine Sandform gegossen, enthielt nach Streng 0,018 Proc. Schwefel. Dasselbe Roheisen, in eine innen mit Gyps ausgestrichene Form gegossen, verwandelte sich in ein schlechtes weisses Spiegeleisen und enthielt 0,42 Proc. Schwefel.

124) Bei einem Versuche im Lerbacher Eisenhohofen, statt der Holzkohlen Cokes zu verwenden, erfolgte bei der geringen Pressung des Windes, die mit dem dortigen Gebläse erzielbar ist, ein sehr schlechtes Roheisen. Dasselbe enthielt nach Streng

5,5 Procent Silicium,
0,124 „ Schwefel.

Dieses siliciumreiche Roheisen giebt beim Behandeln mit Salzsäure einen dicken weissen, aus Kieselerde bestehenden Schaum, so dass es auf den ersten Blick

aussieht, als wäre das angewandte Stück im Begriffe zu gelatiniren. Sehr rasch aber ballt sich die Kieselerde in Flocken zusammen.

125) Die mit diesem Roheisen gefallene Schlacke enthielt nach Dr. Bender.

SiO ₂	48,95
Al ₂ O ₃	10,51
FeO	1,62
CaO	25,03
MgO	8,62
S	0,57

MnO, PO₅, S und Alkalien wurden nicht bestimmt.

— Diese Schlacke war rein glasisch und grau gefärbt.

Bei derselben Versuchsreihe wurden noch andere Eisensorten erhalten, deren Gehalt an Si zwischen 2,6 und 4 Proc., an S zwischen 0,25 und 0,35 Proc. schwankte.

126) Roheisen von Rothehütte, nach Dr. Bender.

127) Stabeisen, daraus dargestellt, nach Streng.

	126.	127.
P	0,010 Proc.	Spur
Si	1,760 „	Spur
S	0,015 „	sehr kleine Spur.

128) Roheisen von Königshütte, sogenanntes Seileisen, nach Dr. Bender.

129) Gewöhnliches Roheisen von ebendaher, nach Dr. Bender.

130) Stabeisen aus dem Gemenge beider erhalten, nach Streng.

	128.	129.	130.
S	0,037 Proc.	0,026 Proc.	0,001 Proc.
Si	3,727 „	3,613 „	0,024 „
P	0,012 „	0,014 „	0,002 „

131) Gewöhnliches Roheisen von Königshütte, nach Streng.

Chemisch gebundener Kohlenstoff nicht bestimmt.

Graphit 2,20 Proc.

P	0,34 „
Si	2,37 „
S	0,016 „
As	0,030 „
Ni	0,003 „
Co	0,003 „
Zn	0,025 „
Mn	0,302 „

132) Halbirtes Roheisen vom Probeschmelzen auf Zorger Hütte, nach A. Schilling.

133) Graues Roheisen von ebendaher, nach A. Schilling.

134) Stabeisen aus diesen Roheisensorten gepuddelt, nach A. Schilling.

	132.	133.	134.
Graphit	0,32	2,45	—
Chem. gebund. C	2,95	2,78	0,11
S	0,662	1,32	0,06
P	1,096	0,05	0,11
Si	0,842	0,55	0,26

135) Roheisen von gaarem Gange von Zorger Hütte, nach Tiemann:

Fe	94,87
Graphit	3,03
Chem. geb. Kohlenst.	0,48
P	0,05

Uebertrag 98,43

	Uebertrag	98,43
S	.	0,019
Si	.	1,040
Mn	.	Spur
		99,489

136) Eisenhohofenschlacke vom gaaren Gange auf Zorger Hütte, nach Uhlendorf.

SiO ₂	.	53,07
Al ₂ O ₃	.	14,13
FeO	.	0,95
CaO	.	24,83
MgO	.	2,57
MnO	.	0,63
Alkalien	.	2,94
S	.	0,54
		99,66

137) Roheisen, erhalten zu Veckerhagen durch Verschmelzen der unter Nr. 98 bis 103 genannten Eisensteine, nach Büchling.

Graphit	.	3,08
Chem. geb. C	.	0,45
Si	.	1,97
S	.	0,05
P	.	0,14
S	.	0,05

138) Schlacke vom Gaargange, von Veckerhagen.

139) Schlacke vom Rohgange von ebendaher; beide Analysen nach Büchling und Weiss.

	138.	139.
SiO ₂	51,78	53,42
Al ₂ O ₃	17,77	14,83
FeO	1,28	2,42
MnO	0,56	0,47
CaO	26,24	24,37
MgO	3,23	3,42
	100,86	98,94

140) Roheisen vom gaaren Gange von Rübeland, nach Ant. Meyer.

140a) Roheisen vom Rohgange von ebendaher, nach A. Meyer.

	140.	140 a.
Graphit	2,811	1,953
Chem. geb. C	nicht best.	nicht best.
Si	1,253	0,690
P	0,891	0,841
S	0,010	0,182

141) Hohofenschlacken aus Rübeland vom Gaargange, nach A. Meyer.

142) Vom Rohgange, nach A. Meyer.

	141.	142.
SiO ₂	57,75	60,06
Al ₂ O ₃	12,83	12,22
FeO	1,30	3,10
CaO	21,65	20,29
MgO	2,48	2,42
MnO	Spur	0,47
KO	2,61	1,21
NaO	1,53	0,51
S	Spur	Spur
P	Spur	Spur
	100,15	100,28

143) Krystallisierte Hohofenschlacke von Ilseburg, nach Kützing.

SiO ₂	.	59,89
Al ₂ O ₃	.	5,97
FeO	.	2,68
CaO	.	28,80
MgO	.	1,10
MnO	.	0,98
		99,42

144) Hohofenschlacke von Lerbach vom gaaren Gange, nach Thielen und zum Hagen.

SiO ₂	.	50,63
Al ₂ O ₃	.	11,22
FeO	.	2,56
CaO	.	30,16
MgO	.	4,83
KO	.	0,20
S	.	0,90
		100,50

145) Hohofenschlacke von Lohe bei Siegen, nach Tiemann.

SiO ₂	.	41,45
Al ₂ O ₃	.	2,18
FeO	.	1,09
CaO	.	23,57
MgO	.	5,61
MnO	.	21,07
S	.	1,99
Alkalien	.	1,75
		98,71

Das hierbei gefallene Eisen war ein sehr manganreiches weisses Roheisen.

146) Krystallisierte Hohofenschlacke beim Frischschlackenschmelzen zu Königshütte bei etwas trockenem Gange erhalten, nach A. Meyer.

SiO ₂	.	48,91
Al ₂ O ₃	.	6,43
FeO	.	0,88
MnO	.	Spur
CaO	.	39,09
MgO	.	2,70
KO	.	1,42
NaO	.	0,39
S	.	0,79
P	.	Spur
		100,61

E. Anderweitige technisch-chemische Mittheilungen.

147) Grubenpulver aus Wetzlar, beim Oberharzer Bergbau versuchsweise und anscheinend mit Vortheil im Gemenge mit gewöhnlichem Harzer Grubenpulver angewandt, nach Streng.

Lohe	.	18,71
Schwefel	.	11,77
Natronsalpeter	.	66,68
Wasser	.	2,81
		99,97

148) Ein derbes dichtes Stück schwefelsaure Thonerde von Harburg enthält nach Brandes:

		Sauerstoff.
Al ₂ O ₃	16,94	7,918
SO ₃	35,49	21,262
HO	47,51	42,231
	99,94	

Dieses Salz ist etwas thonerdereicher, als die neutrale schwefelsaure Thonerde.

F. Quellenanalysen.

149) Auf dem liegenden Gange in der 13. Streckensohle der Grube Lautenthalsglück bei Lautenthal wurde vor einigen Jahren in der nicht produktiven älteren Steinkohlenformation eine Quelle angeschossen, die sich bald als eine schwache Soole bemerkbar machte. Die Temperatur derselben war = 14° R., diejenige des Ortes = 19° R. Sie enthält im Liter 25,72 Gr. feste Salze; der Salzzückstand hatte nach Dr. Bender folgende Zusammensetzung:

Na	7,117	oder	27,67	Proc.
Ca	1,994	„	7,75	„
Mg	0,543	„	2,11	„
Cl	16,063	„	62,45	„
SO ₃	0,005	„	0,02	„
	25,722		100,00	Proc.

oder

NaCl	18,046	oder	70,17	Proc.
CaCl	5,529	„	21,47	„
MgCl	2,140	„	8,33	„
MgO SO ₃	0,007	„	0,03	„
	25,722		100,00	Proc.

150) In dem flachen Thaleinschnitte, der Clausthal von Zellerfeld trennt, und zwar in dem Garten des Vergnügungsortes Bösehof kommt eine für medicinische Zwecke benutzte Eisenquelle zu Tage, die nach Dr. Hahn folgende Zusammensetzung hat:

in 1000 Theilen:	
FeO CO ₂	0,0380
MnO CO ₂	0,0152
MgO CO ₂	0,0197
CaO CO ₂	0,0950
CaO SO ₃	0,0056
Al ₂ O ₃	0,0026
KO	0,0036
NaO	0,0013
NaCl	0,0073
J	0,000003
SbO ₃	0,000239
Organ. Stoffe	0,027
PO ₅	} in Spuren.
SiO ₂	
AsO ₃	

Die Temperatur der Quelle ist eine wechselnde, ihre Ergiebigkeit gering, denn am 20. August 1862 lieferte sie per Minute 22 Pfd. Wasser.

151) Eisenquelle, unter dem Damme des Kreutzbacher Teiches auf dem Bauersberge bei Clausthal entspringend, nach Dr. Hahn.

FeO CO ₂	0,0224	im Liter.
MnO CO ₂	0,0042	
MgO CO ₂	0,0107	
CaO CO ₂	0,0273	
SiO ₂	0,0059	
Cl	0,0026	
Al ₂ O ₃	0,0022	
SO ₃	Spur	
Alkalien	nicht bestimmt.	

152) Ocker aus derselben, nach Dr. Hahn.

Fe ³ O ³	49,426
Mn ³ O ⁴	Spur
Al ² O ³	2,516
CaO, CO ₂	2,288
MgO, CO ₂	0,955
PO ₅	3,386
SiO ₂	7,190
SbO ₃	2,504
HO	30,940
	99,205

253) Quelle vor dem Forsthause Festenburg (bei Zellerfeld), aus einem alten Stolln des Kahlenberges entspringend, nach Dr. Hahn.

FeO, CO ₂	0,0042	im Liter.
MnO, CO ₂	0,0013	
MgO, CO ₂	0,0200	
CaO, CO ₂	0,0364	
CaO, SO ₃	0,0219	
Al ² O ³	0,0019	
KaCl	0,0086	
NaCl	0,0107	
CuCl	Spur	
SiO ₂	0,0057	
J	Spur	
Organ. Subst.	nicht unbedeutend.	

154) Laboratoriumwasser in Clausthal, stammt aus drei östlich von Clausthal entspringenden Quellen, nach Dr. Hahn.

FeO, CO ₂	0,0017	im Liter.
MnO, CO ₂	0,0012	
MgO, CO ₂	0,0239	
CaO, CO ₂	0,0392	
CaO, SO ₃	0,0533	
CaCl	0,0180	
CaO, SiO ₂	0,0087	
Organ. Subst.	nicht unbedeutend.	
Alkalien	nicht bestimmt.	

Genauere Mittheilungen über einen grossen Theil der sub A. und B. angeführten Mineralien und Gebirgsarten finden sich im Neuen Jahrbuch für Mineralogie 1863.

Technische Verwendung des Nickels.

Von
Baucher.

Dieses Metall existirt, wie alle andern, schon seit der Schöpfung, die Chinesen benutzen es schon seit Jahrtausenden; dennoch hat man in Europa erst seit einigen dreissig Jahren angefangen, es zu Legirungen zu verwenden, die im Handel unter dem Namen Packfong, Argentan, Maillechort oder Melchior bekannt sind. Lange Zeit hindurch wurde das Nickel vollständig verkannt und verworfen; man nannte es Bastard-Eisen und erst, nachdem die Wissenschaft angefangen, die Zusammensetzung der chinesischen Waffenornamente zu untersuchen, erfuhr man, dass Nickel einen wesentlichen Bestandtheil darin ausmachte und suchte es nun ebenfalls zu verwerthen. Man sprach damals von natürlichen Verbindungen des Eisens mit dem Nickel in den Meteorsteinen und erwähnte dabei die Meteor-

steine von Agram (1751), Tamutara in Amerika, Santa Rosa bei Santa Fé de Bogota und endlich den von Tocafliva (1810), die sämmtlich 3—10 Proc. Nickel enthalten. Nach Capitain Ross sollen die Eskimos Messer aus Meteor nickel von Grönland besitzen, und man sprach viel von einem Degen des Kaisers von Russland (1821), dessen Klinge zum Theil aus der Meteor masse gefertigt worden, die damals im südlichen Afrika 200 Meilen vom Cap der guten Hoffnung niedergefallen war. Hier auf beschränkten sich denn aber auch die Kenntnisse der damaligen Zeit von einem Metalle, welches in der neueren Industrie eine so grosse Rolle zu spielen berufen ist. Heutzutage fängt man an, seinen Werth besser zu würdigen.

Das Nickel ist von weisser, etwas grauer Farbe, eben so magnetisch, wie das Eisen, wird weder von feuchter Luft, noch von schwachen Säuren angegriffen, und ist als Erz stets von Eisen und Kobalt begleitet. Die Eigenschaften dieser Körper sind so ähnlich, dass man fast annehmen muss, dieses metallische Kleeblatt sei ein und derselbe Körper in drei verschiedenen Molekularzuständen. Es liessen sich hier aus denn auch die

verschiedenen Grade von Intensität derselben Eigenschaften erklären, die bei aller Uebereinstimmung die so verschiedenen Verwendungsarten der drei Körper bedingen. Das Nickel ist ein Metall, das heutzutage vollkommen rein und in beliebiger Menge dargestellt werden kann, vorausgesetzt ein reichliches Vorkommen von Nickelerzen. Aber gerade daran fehlte es bis jetzt. Dank der neu entdeckten Lagerstätte zu Crivino, wird dieser Uebelstand in Zukunft aufhören und aus dieser einzigen Grube die Industrie mit dem nothwendigen Erze versorgt werden können.

Das Metall, sagt Ingenieur Després, dem wir Folgendes entleihen, vereinigt mit fast allen Eigenschaften des Eisens die Farbe, den Glanz und die Nichtoxydirbarkeit des Silbers, dann selbst, wenn Umstände eintreten, die eine Oxydation der gewöhnlichen Metalle herbeiführen. Diese Eigenschaften machen es denn auch manchmal dem Silber so ähnlich, dass nur eine chemische Analyse entscheiden kann, mit welchem von beiden Metallen man es zu thun hat.

(Journal des mines.)

W. K.

Notizen.

Rammelsberg, über einige krystallisirte Zinnhüttenprodukte von Schlackenwäldern in Böhmen und krystallisirte Legirungen im Allgemeinen. — Lange dünne, weisse sechsgliedrige Prismen, goldgelb angelaufen, von Cu^3Sn^7 ; hellgraue, feine, sehr zarte viergliedrige Prismen von FeSn^3 ; kleine, schwarze, glänzende, lang prismatische Krystalle von $4\text{R}\bar{\text{W}} + 3\text{R}^2$ (Sn, Si)³, worin $\text{R} = \text{Fe}, \text{Mn}$.

Die krystallisirten Metalllegirungen sind als isomorphe Mischungen der Metalle zu betrachten, deren Zusammensetzung deswegen ohne Aenderung der Form wechselt, was nicht immer ganz einfach, aber um so lehrreicher ist, als sich die Isomorphie und die Di- oder Heteromorphie der Metalle in ihnen vielfach zu erkennen giebt, wie an einer Anzahl von Beispielen nachgewiesen wird. Aus diesen ergibt sich, dass folgende Metalle heteromorph sein dürften: regulär (Au, Ag, Hg, Cu, Fe, Ni, Co, Zn), sechsgliedrig (Cu, Fe, Ni, Co, As, Sb, Bi, Zn), viergliedrig (Au, Hg, Fe, Ni, Co, Sn, As) und zweigliedrig (Ag, Cu, Fe, Ni, Co, As, Sb, Bi, Zn). Auf diese Heteromorphie der Metalle hat Rammelsberg (d. Bl. 1863, S. 414) seine Ansichten über die chemische Constitution des Roheisens gegründet. (Pogg. Ann., Bd. 120, S. 54.)

Rieckher, Reinigung der Pottasche von Kieselsäure. — Für docimastische Zwecke kann eine solche Reinigung dadurch geschehen, dass man die von schwefelsaurem Kali freie Pottasche in einer Porzellanschale zur Trockne dampft, die erkalte Masse mit einer concentrirten Lösung von kohlen-saurem Ammoniak befeuchtet und abermals eindampft, wobei sich kieselsaures Kali und kohlen-saures Ammoniak in kohlen-saures Kali, Kieselsäure und flüchtiges Ammoniak umsetzen. Die abgedampfte Masse wird in Wasser gelöst, filtrirt und das Filtrat eingedampft. (Neues Jahrb. f. Pharm. XVIII. 67.)

Vorkommen des Braunsteins in der Umgebung von Giessen, nach O. Hahn. — Die Hauptmasse des Mangans findet sich dem Dolomit direkt aufgelagert und bildet muldenförmige Lager von öfters beträchtlicher Mächtigkeit (30—36 Fuss). Pyrolusit ist vorwaltend; er findet sich häufig in Stücken von 1 bis mehrere Fuss Durchmesser, welche in

einer weichen, zerdrückbaren Masse (Manganmulm) liegen. Auch tritt derselbe in Pseudomorphosen nach Manganit, Kalkspath und Bitterspath auf. Als Verunreinigungen sind hauptsächlich Thon und Schwerspath zu bezeichnen. Wad kommt stellenweise auf kleinen Nestern vor und Psilomelan auf dem Dolomit in Absonderungen von oft mehreren Centnern. Ueber den Ablagerungen der Manganerze finden sich immer Stücke von Roth- und Brauneisenstein mit starkem Mangangehalt. (Zeitschr. d. deutsch. geolog. Gesellsch. XV. 249.)

Verkauf einer Eisenhütte.

Die früher in diesem Blatte detaillirt beschriebene Eisenhütte zu Wietmarschen in der Nähe von Lingen, Königreich Hannover, Landrostei-Bezirk Osnabrück, soll am 18. März dieses Jahres Vormittags 10 Uhr auf dem Königlichen Amtsgerichte zu Lingen meistbietend verkauft werden.

Lingen, den 16. Februar 1864.

J. L. Zum Sande,
Concurscurator.

Königliche Bergschule zu Clausthal.

Der praktische Vorbereitungscurus beginnt bei hiesiger Bergschule auch in diesem Jahre mit der Woche nach dem Osterfeste und sind die Gesuche um Zulassung, nebst den Zeugnissen über die erlangte Schulbildung, zeitig bei dem Unterzeichneten einzu-reichen.

Clausthal, den 20. Februar 1864.

Der Vorstand der Königlichen Bergschule.
Roemer, Berg Rath.

BERG- UND HÜTTENMÄNNISCHE ZEITUNG.

Redaction:

BRUNO KERL, und **FRIEDRICH WIMMER,**
 Professor der Metallurgie Berggeschworne und Lehrer der Bergbaukunde
 an der Bergschule zu Clausthal.

Jährlich 52 Nummern mit vielen Beilagen, Tafeln und eingedruckten Holzschnitten. Abonnements-Preis jährlich 5 Thlr. Crt. Zu beziehen durch alle Buchhandlungen und Postanstalten des In- und Auslandes. Original-Beiträge sind an Einen der Redacteurs franco einzusenden und werden halbjährig — auf Verlangen auch sofort nach Abdruck — entsprechend honorirt.

Inhalt: Die Mansfelder Hüttenprozesse in ihrer Abweichung von den Ober- und Unterharzer Kupfer- und Silbergewinnungsarbeiten. Von Albrecht von Groddeck. (Fortsetzung.) — Die Steinkohlen am Südaufhänge des Harzes. Von Fr. Ad. Roemer. — Verhandlungen des Bergmännischen Vereins zu Freiberg. — Die Hohofen- und Walzwerksanlage Phönix zu Laar bei Ruhrort.

Die Mansfelder Hüttenprozesse in ihrer Abweichung von den Ober- und Unterharzer Kupfer- und Silbergewinnungsarbeiten.

Vom

Hütteningenieur **Albrecht von Groddeck** zu Stolberg bei Aachen.

(Fortsetzung von S. 87.)

Zweiter Abschnitt. — Uebersicht der Mansfelder Hüttenprozesse.

Im vorigen Abschnitt ist gezeigt, dass die Minern in gewinnungswerther Menge Kupfer, Silber und Nickel enthalten.

Ausser den Minern werden in den Mansfelder Revieren Nickelerze (Kupfarnickel) gewonnen (S. 63), die einer besonderen Verarbeitung unterworfen werden.

Die Darstellung der genannten Metalle ist der Zweck der Mansfelder Hüttenprozesse. (Ueber dieselben siehe auch d. Bl. 1861, S. 449.)

Erstes Kapitel. — Verarbeitung der Minern.

Allgemeines. Wir betrachten die Verarbeitung der Minern in drei Hauptabschnitten:

- I. Die Rohprozesse.
- II. Die Silberextraktion und Kupfergewinnung.
- III. Die Verarbeitung der Krätzkupfergranalien auf Nickelvitriol.

Die Rohprozesse bezwecken die Darstellung eines für die Entsilberung tauglichen, 65—69 Proc. Kupfer enthaltenden Steines, des sogenannten Concentrationssteins aus den armen Minern. Sie werden auf 7 Rohhütten ausgeführt.

Da von den Minern beim Rohschmelzen ca. 90 Proc. verschlackt werden müssen, so dürfen sie natürlich, ohne der Rentabilität der Prozesse Eintracht zu thun,

nicht weiten Transporten vor dem Verschmelzen unterworfen werden und ihre Verarbeitung auf einzelnen entfernt von einander liegenden Hütten rechtfertigt sich dadurch.

Der auf den verschiedenen Rohhütten dargestellte Concentrationsstein wird dagegen vorthellhaft auf einer Hütte (der Gottesbelohnungshütte) gemeinschaftlich der Silberextraktion unterworfen, da die Transportkosten dieses metallreichen Produkts durch die Vortheile eines concentrirten Betriebes gedeckt werden. Die entsilberten Rückstände werden gleich auf derselben Hütte auf Schwarzkupfer verschmolzen und dieses in der Saigerhütte, $\frac{1}{2}$ Stunde von der Gottesbelohnungshütte entfernt, raffinirt oder im kleinen Herde gaar gemacht.

Bei Verarbeitung der dabei fallenden Gekräzze resultirt schliesslich so nickelreiches Kupfer (mit ca. 20 Proc. Ni), dass daraus Nickelvitriol dargestellt werden kann.

Der soeben angegebene Gang der Arbeit ist seit 1831, wo man die alte Saigermethode abwarf und die Entsilberung des Kupfersteins einfuhrte, im Wesentlichen derselbe geblieben.

I. Die Rohprozesse.

Brennen der Schiefer und Rohschmelzen. — Zur Concentration des Metallgehaltes der Minern muss der trockne Weg gewählt werden, da der bedeutende Kalkgehalt derselben bei dem jetzigen Stande der hüttenmännischen Technik den nassen Weg wegen des grossen Säureverbrauchs verbietet. Für die Wahl des trocknen Weges spricht ausserdem noch der Umstand, dass in den Minern die schlackengebenden Bestandtheile bereits in einer dem Schmelzprozess nahezu entsprechenden Menge enthalten sind.

Da, wie später näher zu betrachtende Versuche gelehrt haben, ein Verschmelzen der Minern im Flammofen nicht vorgenommen werden kann, so verarbeitet man dieselben wie von jeher im Schachtofen, und gewinnt dabei Rohstein. Der Schachtofenprozess erfordert aber nothwendig eine Entfernung des Bitumengehaltes der Minern, und zu diesem Zwecke werden dieselben vorher in freien Haufen gebrannt.

Das Verschmelzen geschieht in 13—20 Fuss hohen Brillenöfen unter Zuschlag von Flussspath und Concentrationsschlacke.

Als Hauptprodukte des Rohschmelzens fallen Schlacken mit ca. 0,85 Proc. Cu, die zum grössten Theil auf die Halde gefahren werden, und Rohstein mit ca. 22—33 Proc. Kupfer als einzig weiter zu verarbeitendes Produkt.

Rösten des Rohsteins. Dieser Rohstein besitzt einen zu grossen Schwefelgehalt, um mit Vortheil ent-silbert zu werden, und es ist deshalb nöthig, ihn einer Concentrationsarbeit zu unterwerfen. Zu diesem Zwecke wird er zunächst geröstet. Dasselbe geschah früher ausschliesslich in freien Haufen oder Stadeln, jetzt wird es zum Theil in Muffelöfen vorgenommen, um die SO_2 zur Schwefelsäurefabrikation zu benutzen.

Die Vortheile dabei liegen weniger in der Erzeugung eines neuen verkäuflichen Produkts, der Schwefelsäure, als in dem Umstande, dass dadurch die für die Vegetation so schädliche SO_2 entfernt wird.

Die Concessionsurkunde der Eckardhütte vom 27. September 1857 bestimmt ausdrücklich, dass das Rösten nur in geschlossenen Oefen geschehen dürfe und dass die sich entwickelnden Dämpfe in geschlossenen Räumen condensirt werden müssen.

Concentrationsarbeit. Der geröstete Rohstein wurde früher einer Spurarbeit im Schachtofen unterworfen, da er nicht rein genug ist, um sofort auf Schwarzkupfer verarbeitet werden zu können. Bei dieser Arbeit ist bekanntlich ein Schwarzkupferfall nicht zu vermeiden und derselbe führte auch keine Störung des Betriebes herbei, als man die Saigermethode noch hatte.

Seit 1831 aber, als der Saigerung die Steinentsilberungsmethoden folgten, wurde dieser Schwarzkupferfall sehr übel empfunden, denn man konnte das Schwarzkupfer im currenten Betriebe nicht entsilbern.

Aus diesem Grunde wohl hauptsächlich wurde statt der Schacht- die Flammofenarbeit zum Concentriren des Rohsteins eingeführt, da bei dieser ein Schwarzkupferfall mit Leichtigkeit gänzlich zu vermeiden ist.

Zu Gunsten dieser Neuerung sprachen aber noch andere wichtige Gründe. Man konnte die billigen Riestädter Kohlen beim Flammofenprozess benutzen, die Produktion konnte vermehrt werden, um so mehr, da nun die früher zum Spuren im Schachtofen gebrauchte Wasserkraft zum Rohschmelzen disponibel wurde. Ferner ist es beim Flammofenprozess möglich, durch Vermittelung von Schöpfproben, die man auf ihren Bruch untersucht, einen Concentrationsstein von bestimmtem Schwefel- und Kupfergehalt zu erzielen, was beim Schachtofenbetrieb in so engen Grenzen nicht zu erreichen, aber für die Röstung behuf der Entsilberung von ungemein grosser Wichtigkeit ist.

Ein Hauptnachtheil bei der Flammofenarbeit, dass nämlich die Schlacken sehr kupferreich werden (8 Proc. Cu), fällt im Mansfeldischen durch den Umstand ganz fort, dass man diese Schlacken mit grossem Vortheil beim Rohschmelzen zusetzt.

Aus den bezeichneten Gründen wird der Rohstein jetzt ausschliesslich im Flammofen unter Zuschlag von Quarzsand, armen Sanderzen oder Rohschlacken concentrirt.

Als einzig weiter zu verarbeitendes Produkt erfolgt der Concentrationsstein mit 65—69 Proc. Cu.

II. Silberextraktion und Kupfergewinnung.

Silberextraktion. Das Silber wird also seit 1831 aus dem Stein extrahirt. In jenem Jahre wurde die Saigerung durch die Amalgamation verdrängt. Letzterer folgte bald die Augustin'sche und dieser die noch jetzt angewandte Ziervogel'sche Silberextraktionsmethode. Bei allen drei Methoden muss der im Wesentlichen aus FeS , CuS und AgS bestehende Concentrationsstein so geröstet werden, dass er sich in FeO , SO_3 , CuO , SO_3 und AgO , SO_3 verwandelt. Eine vollständige vortheilhafte Umwandlung in die genannten Salze kann aber nur stattfinden, wenn einerseits der Concentrationsstein weder zu reich, noch zu arm an Schwefel. Bei dem oben angeführten Kupfergehalt des Steines ist erfahrungsmässig der Schwefelgehalt ein der Röstung entsprechender; andererseits muss der Concentrationsstein im feingepulverten Zustande einer sehr sorgfältig geleiteten Röstung unterworfen werden.

Zu diesem Zwecke wird derselbe direkt aus dem Flammofen in Wasser abgestochen, wobei man Granalien erhält. Die Granalien lassen sich dann leicht auf Mühlen in ein feines Pulver verwandeln, welches sodann in Doppelflammöfen abgeröstet wird.

Das dabei entstehende Gemenge von FeO , SO_3 , CuO , SO_3 und AgO , SO_3 wird nun bei allen drei Methoden durch eine starke Hitze so zerlegt, dass sich Fe^2O^3 , CuO und AgO , SO_3 bildet. Durch Proben überzeugt man sich von dem Vorhandensein dieses Zustandes.

Bei den beiden älteren Methoden wurde nun das AgO , SO_3 durch Einmengen von NaCl in AgCl verwandelt.

Bei der Amalgamationsmethode ist dieses AgCl durch metallisches Eisen zu zerlegen, das dabei metallisch ausgeschiedene Ag durch Quecksilber zu extrahiren und letzteres dann wieder vom Ag durch eine Destillation zu trennen. Bei der Augustin'schen Methode wird das AgCl durch eine Lösung von Kochsalz extrahirt und die silberhaltige Lauge über Kupferbarren geleitet.

Wenn nun schon aus diesen Angaben hervorgeht, wie viel vortheilhafter die Augustin'sche Methode, in Beziehung auf Kürze der Operation und Materialverbrauch, gegen die Amalgamation sein musste, so springt der Vortheil noch mehr in die Augen, wenn man die beiden älteren Methoden mit der jetzt üblichen Ziervogel'schen vergleicht.

Bei dieser wird das AgO , SO_3 durch angesäuertes Wasser ausgelaugt und aus der Lauge das Silber durch Kupfer gefällt.

Hauptbedingung für diese Methode ist aber, dass die Steine kein oder doch sehr wenig As und Sb enthalten, weil sich sonst beim Rösten neben AgO , SO_3 in Wasser unlösliche arsen- und antimonsaure Silber-salze bilden.

Dieser Bedingung entspricht der Mansfelder Concentrationsstein im Gegensatz zu den meisten anderen Kupfersteinen, so namentlich den Ober- und Unterharzer.

Das gefällte Silber wird erst gewaschen, um es von Kupfergranalien und anhängenden Salzen zu befreien und dann fein gebrannt.

Die ausgelaugten Rückstände, im Wesentlichen aus FeO , Fe_2O_3 und CuO bestehend, dürfen bei dem jetzigen Stande des Betriebes nicht mehr als 1 Lth. Ag im Centner (0,0027 Proc. Ag) enthalten.

Schwarzkupferschmelzen. Die Rückstände müssen durch ein einfach reducirend-solvirendes Schmelzen auf Schwarzkupfer verarbeitet werden.

Dasselbe geschieht am besten in Schachtöfen.

Da die oxydischen Rückstände aber in Pulverform vorhanden sind, knetet man sie mit ca. 8 Procent Thon und geröstetem, fein gemahlenem Dünstein an und formt aus der Masse Batzen, die im getrockneten Zustande im Schachtofen ($18\frac{3}{4}$ Fuss hoch, als Brillenofen zugestellt) unter Zuschlag von ungeröstetem Dünstein in Stücken verschmolzen werden.

Beim Schmelzen resultiren arme und reiche Schlacken. Erstere werden auf die Halde gefahren, letztere noch einmal durchgeschmolzen.

Der gewonnene Dünstein wird der Beschickung immer wieder zugesetzt. Das Schwarzkupfer, als einzig weiter zu verarbeitendes Produkt wird nach der Saigerhütte gefahren und hier raffinirt oder im kleinen Herde gaar gemacht.

Gaarmachen und Raffiniren des Schwarzkupfers. Das Gaarmachen im kleinen Herde, welches wegen der Reinheit des Schwarzkupfers ein ausgezeichnetes Kupfer in dünnen Scheiben liefert, wird im Mansfeldischen wegen der Nachfrage nach Rosettenkupfer noch ausgeführt.

Das Raffiniren, wobei hammergaares Kupfer von ausgezeichneter Beschaffenheit erhalten wird, gestattet bei ungefähr denselben Selbstkosten, wie beim Gaarmachen im kleinen Herde, eine grössere Produktion und wird bei weiterer Ausdehnung der Mansfelder Hüttenprozesse noch mehr an Bedeutung gewinnen. Gegenwärtig können die beiden Raffiniröfen auf der Saigerhütte nur zeitweilig im Betriebe sein, weil es an Schwarzkupfer fehlt.

Verarbeitung der Krätzen. Die beim Gaarmachen im kleinen Herde und beim Raffiniren fallenden Krätzen werden unter Zuschlag von Rohschlacken und Flussspath im Sumpfofen auf Krätzkupfer verschmolzen, wobei die resultirenden Schlacken zur Schlackensteinfabrikation verwendet werden.

Die Krätzkupfer Nr. I. werden ihrer Unreinheit wegen vor dem Raffiniren einem Verblasen im kleinen Herde unterworfen. Man beabsichtigt dieses Verblasen in einem Spleissofen bei Anwendung von Steinkohlen vorzunehmen, doch ist diese Methode noch nicht in Ausführung gekommen.

Die verblasenen Krätzkupfer werden raffinirt und die dabei erzeugten Krätzen wiederum verschmolzen.

Die Krätzkupfer Nr. II. werden wie die Nr. I. behandelt. Die schliesslich gewonnenen Krätzkupfer Nr. III. geben das Material zur Nickelvitriolbereitung. Man granulirt sie durch Eingiessen in Wasser, um ihre Auflösung zu erleichtern.

III. Verarbeitung der Krätzkupfergranalien auf Nickelvitriol.

Die Krätzkupfergranalien, im Wesentlichen aus Kupfer, Nickel und Blei bestehend, werden durch SO_3 unter den bekannten Bedingungen aufgelöst, wobei

das Blei als sogenannte Bleischlämme zurückbleibt. Die Lauge giebt beim ersten Eindampfen nur Kupfervitriol ab. Aus der Mutterlauge erhält man durch verschiedene Krystallisationen Nickelvitriol von verschiedener Güte.

Man beschäftigt sich jetzt damit, aus dem Nickelvitriol metallisches Nickel zur Darstellung von Argentan zu gewinnen. Bis jetzt ist es aber noch nicht gelungen, ein schwefelfreies Metall darzustellen.

Resumé. Aus dieser kurzen Uebersicht der Arbeitsmethoden zur Gewinnung des Metallgehaltes der Minern und ihrer Entwicklung seit 1831 ergiebt sich, dass die wesentlichsten Fortschritte durch Einführung des Concentrationsschmelzens im Flammofen, der Ziervogel'schen Silberextraktion und des Raffinirens gemacht sind.

Die Arbeitsmethoden zeichnen sich dadurch aus, dass die Gewinnung von Zwischenprodukten bei ihnen auf ein Minimum beschränkt ist.

Die ökonomischen Vortheile, welche erzielt sind, ergeben sich am besten aus folgender Zusammenstellung der Selbstkosten, die den Oekonomieplänen der betreffenden Jahre entlehnt sind.

Für das Jahr 1846.

Selbstkosten der Rohhütten à Centner Cu im Durchschnitt	37 Thlr. 19 Sgr. 1 Pf.
Selbstkosten des Amalgamirwerks à Centner Cu	4 „ 27 „ 6 „
Selbstkosten d. } à Ctr. Gaarkupfer 1 „	14 „ 1 „
Gaarrhütte } à „ Raffinat 1 „	7 „ 11 „

Für das Jahr 1849.

Selbstkosten der Rohhütten à Centner Cu im Durchschnitt	36 Thlr. 10 Sgr. 11 Pf.
Selbstkosten der Salz- und Wasserlaugerei à Ctr. Cu 4 „	10 „ 11 „
Selbstkosten d. } à Ctr. Gaarkupfer 1 „	12 „ 2 „
Gaarrhütte } à „ Raffinat 1 „	9 „ 1 „

Für das Jahr 1852.

	Durchschnitt.
Selbstkosten der Rohhütten à Centner Cu	35 Thlr. 5 Sgr. 6 Pf.
Selbstkosten d. Wasserlaugerei à Centner Cu	3 „ 14 „ 5 „
Selbstkosten d. } à Ctr. Gaarkupfer 1 „	1 „ 1 „
Gaarrhütte } à „ Raffinat — „	28 „ 6 „

Für das Jahr 1855.

Selbstkosten der Rohhütten à Centner Cu	28 Thlr. 28 Sgr. 8 Pf.
Selbstkosten d. Wasserlaugerei à Centner Cu	2 „ 6 „ 8 „
Selbstkosten d. } à Ctr. Gaarkupfer — „	27 „ 11 „
Gaarrhütte } à „ Raffinat — „	26 „ 10 „

Für das Jahr 1858.

	Durchschnitt.
Selbstkosten der Rohhütten à Centner Cu	33 Thlr. 16 Sgr. 11 Pf.
Selbstkosten d. Wasserlaugerei und der } à Ctr. Cu 2 „	22 „ 3 „
Gaarrhütte }	

Für das Jahr 1860.

Selbstkosten der Rohhütten				
à Centner Cu	33	Thlr.	6	Sgr. 9 Pf.
Selbstkosten der Gottesbelohnungshütte à Centner Cu	1	„	23	„ 7 „
Selbstkosten der Gaarhütte à Centner Cu	—	„	27	„ 5 „

Zweites Kapitel. — Verarbeitung der Nickel-erze.

Auf der Sangerhäuser Hütte verschmilzt man Kupfernickel auf Nickelspeise in einem Krummofen, unter Anwendung von Holzkohlen. Die erzeugte Speise wird verkauft, da die Produktion nur gering und die Anlage von Betriebsvorrichtungen zu weiterer Verarbeitung deshalb unterbleiben muss, weil das Fortbestehen des Sangerhäuser Bergbaues in Frage gestellt ist.

Vergleich zwischen den Mansfelder, Ober- und Unterharzer Hüttenprozessen.

Wenn man die Mansfelder Hüttenprozesse zur Kupfer- und Silbergewinnung mit denen des Ober- und Unterharzes vergleicht, so ergibt sich, dass die Abweichungen hauptsächlich durch die verschiedene Beschaffenheit der Erze bedingt sind, und dass andere lokale Verhältnisse nur wenig zur Verschiedenartigkeit der Gewinnungsmethoden beitragen.

In Beziehung auf die verschiedene Beschaffenheit der Erze ist besonders der Arsenik-, Antimon- und Kieselsäure-, resp. Erdengehalt derselben wichtig.

Während die Oberharzer Erze eine Aufbereitung zulassen, ist das bei den Unterharzer und Mansfelder Erzen, wegen der innigen feinen Verwachsung mit fremden Schwefelungen, resp. Erden nicht der Fall.

Die Kupferkiesstufferze und Kupferkiesschliege des Oberharzes sind in sofern den Kupfererzen und Melitenerzen des Unterharzes sehr ähnlich, als bei allen Schwefelmetalle die Hauptmasse bilden.

Ganz anders ist es bei den Mansfelder Minern, bei welchen Erdarten (Kieselerde, Kalkerde etc.) vorwalten.

Ihre Verarbeitung bietet daher in den ersten Stadien wenig Analoges mit den ober- und unterharzer Hüttenprozessen. Das Brennen der Schiefer ist mit dem Rösten der ober- und unterharzer Kupfererze nicht zu vergleichen, denn während man bei ersterem eine Oxydation der Schwefelmetalle so viel wie möglich vermeiden will, ist eine Oxydation derselben Hauptzweck beim Rösten der Kupfererze. Auch das Rohschmelzen ist auf dem Ober- und Unterharz ein ganz anderer hüttenmännischer Prozess, als im Mansfeldischen. Auf dem Ober- und Unterharz ist es ein reducierend solvirendes Schmelzen, das je nach dem Eisen-, Antimon- und Arsengehalt der Erze verschieden geführt wird, verschiedene Produkte liefert und sonach zu näheren Vergleichen veranlassen kann. Es soll indess nicht weiter darauf eingegangen werden.

Das Rohschmelzen im Mansfeldischen könnte man ein rein solvirendes Schmelzen nennen, indem dabei nur die Erdarten verschlackt und die Schwefelungen ausgeschmolzen werden sollen.

Auf dem Ober- und Unterharz muss durch verschiedene Ofenkonstruktion und Beschickung eine der

Zusammensetzung des Erzes entsprechenden Temperatur im Ofen erzeugt werden, um den Zweck des reducierend-solvirenden Schmelzens zu erreichen.

Im Mansfeldischen muss man eine möglichst hohe Temperatur zu erzielen suchen, um die Erdarten so schnell wie möglich zu verschlacken. Eine den Eishöfen ähnlichen Ofen-Beschaffenheit und Anwendung warmen Windes entspricht dem Zwecke am meisten. Man kann daher auch eine auf die Dauer der Ofencampagnen so vortheilhaft wirkende saigere Schlacke (erdenreiches Bi- bis Trisilikat) im Mansfeldischen erzielen, während man auf dem Ober- und Unterharz leichtschmelzigere, frische Schlacken (eisenreiche Singulo- bis Bisilikate) erzeugen muss.

Bei allen diesen Prozessen fällt Rohstein, der aber je nach der Beschaffenheit des verschmolzenen Erzes grosse Verschiedenheiten zeigt.

1) Der Mansfelder Rohstein enthält Silber in gewinnungswerther Menge und nur wenig As und Sb.

2) Der Rohstein von der Oberharzer Kupferkiesarbeit enthält wenig Ag, As und Sb.

3) Der Kupferstein von der Oberharzer Krätzkupferarbeit enthält Silber in gewinnungswerther Menge, ferner bemerkenswerthe Mengen von As und Sb.

4) Der Unterharzer Rohstein enthält wenig Silber und viel As und Sb. Der Silbergehalt des Erzes ist beim Rohschmelzen hauptsächlich in das sogenannte Königskupfer gegangen, ein speiseähnliches Produkt, welches im Oberharz und im Mansfeldischen, wegen des verhältnissmässig geringen, resp. ganz fehlenden As und Sb-Gehaltes nicht entstehen kann. Vergleichbar ist die Verarbeitung von 1 und 3, da beide Silber in gewinnungswerther Menge enthalten. Die Krätzkupfersteine enthalten jedoch viel As und Sb, und sie können deshalb nicht wie die Mansfelder Steine nach der Ziervogel'schen Entsilberungsmethode verarbeitet werden. Ihre Verarbeitung nach der alten Saigermethode und die vorhergehende Concentration in Schachtöfen ist durch lokale Verhältnisse, besonders durch die geringe Produktion bedingt. In allernächster Zeit soll zur Altenauer Silberhütte die Saigerung durch Behandlung der Schwarzkupfer mit Schwefelsäure, wie sie zu Oker (d. Bl. 1859, S. 165) besteht, ersetzt werden.

Eben so kann man die Entsilberung der Königskupfer durch Verblasen, Granuliren und Auflösen der Granalien in SO_3 nicht näher mit dem Mansfelder Entsilberungsprozess vergleichen. Jener Prozess ist jedoch nahe verwandt mit der Verarbeitung der Krätzkupfergranalien, welche ja auch den Anstoss zu der betreffenden Methode am Unterharz gegeben hat.

Näher vergleichbar werden die Prozesse erst bei der Verarbeitung des silberfreien Schwarzkupfers, welches an allen drei Orten in kleinen Herden gaar gemacht wird, nachdem die unreineren Sorten im Spleissofen verblasen sind. (Verblasen der Kienstöcke am Oberharz, Verblasen der Rohrosts Schwarzkupfer am Unterharz.)

Die geringe Produktion gestattet den Raffinirprozess am Ober- und Unterharz nicht.

(Fortsetzung folgt.)

Die Steinkohlen am Südabhange des Harzes.

Von

Fr. Ad. Roemer, Bergrath zu Clausthal.

Zuerst der Professor Naumann in Leipzig hat bestimmt die Ansicht ausgesprochen, dass die Melaphyre und Porphyrite der Ilfelder Gegend ebenso, wie bei Zwickau, regelmässige Lager zwischen den Schichten des Rothtodtliegenden über dem dortigen Steinkohlengebirge bildeten und dass letzteres sich unter ihnen, von dem bekannten Ausgehenden ab, weithin erstreckte. Triftige Gründe, welche dieser Ansicht entgegenständen, sind mir nicht bekannt und würde es daher darauf ankommen, durch Bohrversuche die Richtigkeit derselben festzustellen und einen vermuthlich reich lohnenden Steinkohlenbergbau in der Ilfelder Gegend ins Leben zu rufen.

In der Zwickauer Gegend, z. B. am Brückenberge, müssen, um die Steinkohlenlager zu erreichen,

1. 1200 Fuss Rothtodtliegenden,

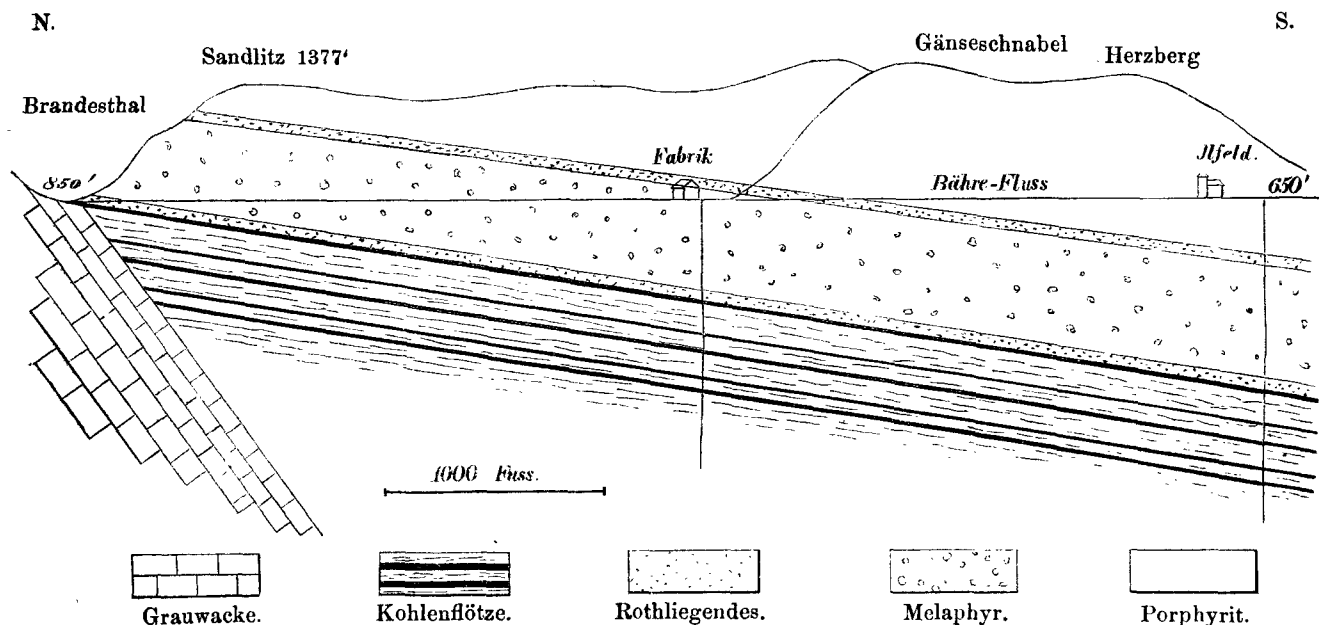
2. die Porphyrbildungen in einer Mächtigkeit von etwa 440 Fuss und dann noch

3. Sandsteine und Conglomerate in einer Mächtigkeit von 176 Fuss

durchsunk werden; darunter liegen dann zwischen 456 Fuss mächtigen Sandsteinen, Conglomeraten und Schieferthonen noch vier mächtigere Kohlenablagerungen und beträgt die Gesamtmächtigkeit aller dieser Kohlenflötze etwa 50 Fuss.

Das Auftreten der Kohlenformation bei Zwickau hat die grösste Aehnlichkeit mit der bei Mannsbach, Löbejün, Wettin und Ilfeld und habe ich bereits früher durch die darin enthaltenen Pflanzenversteinerungen nachzuweisen gesucht, dass das jetzt bei Ilfeld in Abbau begriffene Kohlenflötz dem obersten der bei Zwickau bekannten, dem sogenannten Scherbenkohlenflötze im Alter gleichsteht.

Nach meiner Ansicht ist es nicht unwahrscheinlich, dass die Steinkohlen in der Ilfelder Gegend so gelagert sind, wie nachstehendes Profil es ergibt:



Danach ist das produktive Steinkohlengebirge abweichend auf dem älteren Grauwackengebirge abgelagert und erklärt sich daraus, dass im Brandesthale u. s. w. nur das Scherbenkohlenflötz sein Ausgehendes hat; weiter südlich und in grösserer Teufe werden die anderen bei Zwickau bekannten oder ähnliche Flötze darunter liegen.

Es ergibt sich aus dem Profile ferner, dass man bis südlich von Ilfeld bei Bohrversuchen nicht, wie bei Zwickau, gezwungen sein würde, erst 1200 Fuss des Rothtodtliegenden zu durchstossen, dass man vielmehr auch schon in der Mitte der Porphyrgebilde ein Bohrloche ansetzen könnte, mit dem dann in verhältnissmässig geringer Teufe die Kohlen zu treffen sein würden. Bei dem Profile ist vorausgesetzt, dass die Schichten des Kohlengebirges ein südliches Einfallen von 10 Grad haben; in einiger Entfernung von den Grauwackenschichten dürfte dies indessen noch geringer sein.

Zu vermuthen möchte sein, dass bei der Parquetfabrik im Bährethale schon bei 400 Fuss, dicht unter-

halb Ilfeld bei 1000 Fuss das oberste Kohlenflötz mittelst eines Bohrloches zu erschoten sein wird; weiter südlich werden die Kohlen tiefer liegen, dereinst aber vielleicht in Nordhausen selbst aus Schächten gefördert werden. Dass jenes Flötz eine bessere Kohle führen, auch mächtiger sein wird, als sein bisher allein bekanntes Ausgehendes, das darf wohl kaum bezweifelt werden.

Nach dem Vorstehenden kann man sich gewiss der Hoffnung hingeben, dass es gelingen wird, am südlichen Abhange des Harzes einen ergiebigen Kohlenbergbau ins Leben zu rufen und würde derselbe, da die Gegend zwischen dem sächsischen und westphälischen Kohlenreviere etwa in der Mitte liegt, für eine weite Gegend von unberechenbarem Nutzen sein.

Es kommt zunächst darauf an, dass Aktienvereine die zu den Bohrversuchen erforderlichen, nicht so gar bedeutenden Geldmittel herbeischaffen, was in einer Stadt, wie Nordhausen, doch wohl nicht schwer sein sollte.

Zum Schlusse kann ich bemerken, dass das Kgl. Ministerium des Handels und der Finanzen zu Hannover beschlossen hat, die Aufsuchung und Gewinnung von Steinkohlen in der Ilfelder Gegend der Privatindustrie zu überlassen.

Verhandlungen des Bergmännischen Vereins zu Freiberg.

Sitzung vom 1. März 1864.

Bergwerkskandidat **Weiss** legte die auf Anordnung des Königl. Oberbergamtes im Sommer vorigen Jahres von ihm aufgenommene geognostische Uebersichtskarte eines Theiles des sächsischen Obererzgebirges, die Gegend zwischen Schwarzenberg, Scheibenberg, Bärenstein und Wiesenthal umfassend, vor und gab nähere Erläuterungen zu derselben. Der daselbst herrschende Glimmerschiefer lässt sich in drei Hauptvarietäten unterscheiden, nämlich in den Normalglimmerschiefer, den Thon- und den Gneissglimmerschiefer, zerfällt aber nach der Textur oder nach dem Vorherrschen des einen oder anderen Gemengtheiles weiter in verschiedene Varietäten, welche nach den zuerst von Herrn Obereinfahrer Müller angestellten wissenschaftlichen Untersuchungen bald von einem günstigen, bald von einem ungünstigen Einflusse auf die darin auftretenden Erzgänge sind. Im Glimmerschiefer tritt untergeordnet grauer Gneiss auf, jedoch nur in unbedeutenden Parteen in dem östlichen Theile des untersuchten Gebietes, während sich zahlreiche Vorkommnisse von rothem Gneisse über diesen Distrikt vertheilt finden. Aus letzterem Gesteine besteht z. B. die Gneissinsel, welche sich von Crottendorf bis Wiesenthal hinzieht und die wichtigsten Kalklager des Obergebirges enthält. Ausserdem haben sich mehrere unbedeutende Vorkommnisse von Graphit- und von Kieselschiefer, von Granit, von Porphy, von Phonolith und fünf neue Basaltparteen gefunden, auch ist die Zahl der nachgewiesenen Grünsteinparteen, von denen aber nicht überall bestimmt anzugeben ist, ob sie lagerartiger Natur sind, oder nicht, auf das Doppelte gewachsen.

Da die untersuchte Gegend nur einen Theil des Glimmerschiefergebietes umfasst, weitere Untersuchungen aber noch bevorstehen, so wird ein specielleres Eingehen auf diesen Gegenstand bis dahin zu verschieben sein, wo ein näherer Einblick gewonnen sein wird.

Oberberggrath **Breithaupt** legte die unter der Adresse des Bergmännischen Vereines eingegangenen Berichte über die Sitzungen der k. k. geologischen Reichsanstalt in Wien auf die Monate Januar und Februar d. J. aus.

Derselbe referirte ferner über einen in der allgemeinen Versammlung der schlesischen Gesellschaft für vaterländische Cultur am 17. December 1863 gehaltenen Vortrag des Herrn Dr. Göppert in Breslau über die Entstehung der Diamanten, in welchem als ein weiterer Beweis für die Entstehung auf nassem Wege angeführt wird, dass die Krystalle der Diamanten häufig Krystalleinschlüsse oder Eindrücke fremder Mineralien beobachten lassen.

Obereinfahrer **Müller** sprach über mehrere von

ihm beobachtete Vorkommnisse von jüngerem Gneiss in der Gegend von Siebenlehn und Bräunsdorf.

Sitzung vom 15. März 1864.

Oberberggrath **Reich** referirte über die bis jetzt durch Herrn Prof. Richter und ihn selbst ermittelten Kenntnisse von den Eigenschaften des Indiums.

Das von Hrn. Prof. Richter durch das Spektroskop entdeckte neue Metall, welches von uns Indium genannt wurde, kommt in geringer Menge in der schwarzen Blende von der Grube Himmelfahrt bei Freiberg vor.

Durch Behandeln von daher stammendem blendigen Erze mit Salzsäure, Eintrocknen und Destillation wurden im Grossen von 200 Pfd. Erz etwa 43 Pfd. unreines Chlorzink erhalten, das durch Auflösen in wenigem Wasser einen Rückstand liess, aus dem die geringe Menge des Metalles und seiner Verbindungen, die nur noch wenige Grammen beträgt, gewonnen wurde.

Das Metall ist aus dem Oxyde durch Erhitzen im Kohlentiegel mit kohlenisaurem Natron und Borax und nachheriges Umschmelzen unter Cyankalium gewonnen worden. Durch blosses Schmelzen mit Cyankalium wurde das Oxyd zwar reducirt, jedoch nur ein staubförmiges metallisches Pulver erhalten. — Sein specifisches Gewicht ergab sich bei zwei Körnern von 327 und 343 Mgr. absolutem Gewicht zu 7,11 und 7,14; bei einem ausgewalzten Blättchen von 415 Mgr. absolutem Gewicht zu 7,277 bei 20,4°C. — Seine Farbe ist im Mittel zwischen zinn- und silberweiss. — Es ist äusserst weich und sehr ductil. — In der Luft und im Wasser, selbst im kochenden, behält es seinen Metallglanz. Von Wasserstoffgas wird das Oxyd beim Erhitzen reducirt, konnte aber nicht in der Kugelhöhre geschmolzen, sondern nur als metallisches Pulver erhalten werden. — Auf der Kohle vor dem Löhthohre schmilzt es leicht, treibt mit metallisch glänzender Oberfläche, färbt die Flamme blau, und giebt einen in der Wärme dunkeln, in der Kälte hellgelben Beschlag, der sich mit dem Löhthohre schwierig fortreiben lässt. Glasflüsse werden von dem Oxyde nicht gefärbt, mit Borax geflattert entsteht ein graues Email, mit Phosphorsalz und Zinn erhält man eine graue Perle. — In Salzsäure und Schwefelsäure löst sich das Metall in der Kälte sehr langsam, erwärmt schneller unter Wasserstoffentwicklung auf. In Salpetersäure löst es sich auch in der Kälte und bei Verdünnung leicht.

Das Oxydhydrat wird aus den sauren Lösungen durch Ammoniak und Kali vollständig, weiss und von schleimiger Beschaffenheit, so dass es sich an die Gefässwände anlegt, gefällt. Ein Zusatz von Weinsäure zu den sauren Lösungen verhindert die Fällung.

Das Oxyd ist in der Kälte weiss, in der Hitze dunkelgelb. Schwefelwasserstoff bewirkt in den schwefelsalz- oder salpetersauren Auflösungen keine Fällung. Allein aus der essigsauren Auflösung wird das Schwefelindium mit schön gelber Farbe vollständig gefällt. Getrocknet wird es nussbraun, und dann zerrieben orange.

Setzt man zu der durch Weinsäure klar erhaltenen ammoniakalischen Auflösung oder zu dem durch Ammoniak gefällten Hydrat Schwefelammonium, so erhält man einen weissen Niederschlag, der vermuthlich In-

diumsulfhydrat ist. Er wird durch Uebergiessen mit Essigsäure, so wie durch Trocknen und Erwärmen gelb.

Das Indiumchlorid, das man durch Behandeln von Oxyd und Kohle in einem Strome von trockenem Chlorgase in der Wärme in weissen, krystallinischen Blättchen leicht erhält, ist sehr leicht zu verflüchtigen, und zieht sehr begierig Wasser an, womit es zerfliesst. Das wässrige Chlorindium zersetzt sich beim Abdampfen grossentheils und es bleibt unter Entweichung von Chlorwasserstoffsäure Indiumoxyd oder basisches Indiumchlorid zurück.

Das schwefelsaure Indiumoxyd krystallisirt schwierig zu undeutlichen Blättchen.

Das kohlen saure Oxyd fällt krystallinisch körnig mit weisser Farbe aus den sauren Auflösungen durch kohlen saures Natron.

Kaliumeisencyanür giebt mit den neutralen Salzaufösungen einen weissen, Kaliumeisencyanid keinen Niederschlag.

Die ausgezeichnetste Eigenschaft des neuen Metalls, welche auch seine Entdeckung herbeiführte, ist die indigblaue Linie, die es im Spektroskop sowohl als Metall, als in seinen bisher versuchten Verbindungen zeigt. Am glänzendsten erhält man sie mit Chlorindium, also auch mit dem in Chlorwasserstoffsäure gelösten Oxyd. Am ausdauerndsten erscheint sie bei Anwendung von Schwefelindium. Auch die Flamme der Bunsen'schen Lampe wird, wenn man eine indiumhaltige Substanz hineinbringt, blau gefärbt.

Bergrath **B. von Cotta** legt zwei Hefte (11 u. 17) der Beiträge zur Statistik der innern Verwaltung des Grossherzogthums Baden vor, welche specielle geognostische Karten der Umgegend von Baden und der Renchbäder nebst Beschreibungen dieser Gegenden durch Prof. Dr. Fr. Sandberger enthalten.

Auf beiden kommen die Verbreitungsgebiete von Gneiss, Granit, zweierlei Porphyren, der Steinkohlenformation, des Rothliegenden, Buntsandsteines, Wellendolomites, Muschelkalkes, Lias, Jura, Löss und der Diluvialgerölle im nordwestlichen Schwarzwald zur Darstellung. Die letztere Karte enthält zugleich die Erzgänge des Schapbachthales, deren vorherrschendes Streichen aus NW. nach SO. gerichtet ist, welche aber vorzugsweise nur im Gneiss, weit weniger in den anderen Gesteinen erzführend zu sein scheinen, obwohl sie die Formationen aufwärts bis zum Buntsandstein deutlich durchsetzen.

Die Hohofen- und Walzwerksanlage Phönix zu Laar bei Ruhrort.

Von den der Aktiengesellschaft Phönix gehörigen 4 Eisenhütten — die Hohofenanlagen zu Berge-Borbeck und Kupferdreh, das Puddlingswalzwerk zu Eschweiler-Aue bei Aachen und die Hütte zu Laar bei Ruhrort — ist letztere die jüngste, aber zugleich bedeutendste Anlage mit 4 Hohöfen, dem Puddlingswerk mit 48 Puddelöfen und dem Schweisswerk mit 26 Schweissöfen. Die Erze liefern grossentheils eigene Gruben in Nassau, die Steinkohlen kommen aus bei Essen gepachteten Gruben.

Zum Rösten der Spath- und Thoneisensteine dienen Schachtöfen mit quadratischem Querschnitt von 8½ Fuss

Seitenlänge und 8 Fuss Höhe mit Ausziehhöffnungen an allen 4 Seiten. Ein Ofen setzt in 24 Stunden mit Cokeslösch an 10000 Pfd. Erz durch, wozu 1 Mann Bedienung erforderlich.

Die Gattirung der Roth-, Braun- und Spatheisensteine zu einem durchschnittlichen Roheisengehalt von 36—39 Proc. geschieht sehr vorsichtig, indem man dieselben in dünnen Lagen übereinander ausbreitet und nöthigenfalls noch mit Handhämmern zerkleinert, was künftig durch eine Steinbrechmaschine geschehen soll. Die kieselige Beschaffenheit der Erze erfordert einen Zuschlag bis zu 45 Proc. Kalkstein, welcher, um seine Menge jederzeit entsprechend modificiren zu können, gesondert vom Erz aufgegeben wird. Ein Möller enthält 50 Wagenladungen à 4000 Pfd. Erz und reicht für 48 Stunden bei einem Hohofen aus.

Die zur Vercokung bestimmten Steinkohlen werden gegenwärtig noch durch Menschenkraft in 5 neben einander stehenden Setzkästen gewaschen und in Cokesöfen von dreierlei Systemen vercokt, in Fromont'schen, in älteren Lütticher Oefen mit darüber liegendem Kessel und in Appolt'schen Oefen. Die älteren Lütticher Oefen liefern bei gleich hohem Ausbringen (64 Proc.) ein weit grösseres Quantum, als die Fromont'schen, durch Anwendung einer Ausdrückmaschine grössere Cokes bei wohlfeilerem Arbeitslohn und ihre Gase lassen sich noch zur Kesselheizung benutzen. Die Appolt'schen Oefen sollen ein weit günstigeres Ausbringen geben, als die übrigen, ihr Aufbau und die Reparaturen sind jedoch schwieriger und man ist bei letzteren genöthigt, eine ganze Gruppe ausser Betrieb zu setzen. Da die Kohlen ganz fein und nass zur Anwendung kommen müssen, so bedarfs besonderer Zerkleinerungsvorrichtungen bei den Appolt-Oefen. Dieselben, an sich nicht theurer, als Cokesöfen von viel geringerer Produktionsfähigkeit, erfordern dennoch ein grösseres Anlagecapital wegen der nothwendigen kostspieligen Nebeneinrichtungen.

Die Hohöfen sind im Ganzen 49 Fuss 9 Zoll hoch, an der Gicht 7 Fuss 10 Zoll, im Kohlensack 13 Fuss und im Gestell 4½ Fuss weit, Höhe des Schachtes 29½ Fuss, die der Rast 11 Fuss, Rastwinkel 70°. Rast und Kernschacht sind aus englischen Chamottesteinen hergestellt, letzteren umgiebt ein Futter schacht von gewöhnlichen feuerfesten Steinen und diesen ein dünnes Raughemäuer, welches von dem den Ofen umschliessenden Blechmantel aus 4½ Linien dickem Blech durch eine Fällung von Ziegelabfällen getrennt ist. Hinter der obersten Gestellsteinlage liegen 4 gusseiserne Balken im Viereck, auf denen der übrige Schacht meist ruht. Die Oefen haben 3 Formgewölbe, die schmiedeeisernen Wasserformen liegen zur noch besseren Kühlung mit der hinteren Hälfte auf einem blechnen Kasten (Formkühler), welcher durch das aus den Formen kommende Wasser gespeist wird. Die Tümpel sind entweder leicht auszuwechselnde Wassertümpel aus Blech oder aus Gusseisen hohl gefertigt und vorn mit einem offenem Schlitz versehen, durch welchen Wasser in dem Maasse zugeführt wird, als es verdampft. Diese offenen Wassertümpel sind denen vorzuziehen, bei welchen in eingegossenen Röhren das Wasser circulirt, weil durch Verstopfung der Röhren leicht Explosionen entstehen. Der Wind strömt bis

180--280° erhitzt aus den $2\frac{1}{2}$ — $3\frac{1}{2}$ Zoll weiten Düsen. Das Gestell besteht aus belgischen Puddingsteinen (30 Cubikmeter im Boden und in 5 darauf gesetzten Lagen), deren erste 3 Steinlagen zur Verhütung eines Abblätterns in Folge zu rascher Erwärmung mit feuerfesten Steinen bekleidet sind.

Jeder Ofen besitzt schottische Winderhitzungsapparate, welche theils durch Steinkohlen, theils durch Gichtgase erhitzt werden, die bei in die Gicht eingehängtem Cylinder von 6 Fuss Höhe und $8\frac{1}{2}$ Fuss Weite zwischen diesem und der Wandung durch ein 6zölliges Rohr in einen Waschapparat auf der Hüttensohle abgeleitet werden, von wo sie zunächst unter einen Dampfessel und dann in den Winderhitzungsapparat treten. Dieser ist mit einer 2 Fuss weiten Esse versehen, welche die Gicht der Hohöfen um 18 Fuss überragt.

Als Gichtaufzug wirkt ein Wassertonnenaufzug und zur Reserve ein Paternosterwerk. Durch ersteren werden jedesmal zwei volle Wagen à 1000 Pfd. Erz oder 800 Pfd. Kalk oder 220 Pfd. Cokes aufgezogen. 3 Oefen bedürfen in 24 Stunden 84 Gichten = 604800 Pfund Schmelzmaterial, welches in etwa 630 Aufzügen 60 Fuss hoch gehoben wird, was eine Arbeit von 420 Fusspfd. pro Secunde ergibt. Nutzeffekt des Aufzuges 90 Proc., der Pumpe 75 Proc., durchschnittliche Leistung der letzteren = 1,3 Pferden. — Das Paternosterwerk, bei welchem die Ohren der Wagen in den vorspringenden Köpfen der Kettenglieder hängen, empfehlen sich nicht, weil die bei dem wechselnden Durchmesser der sechseitigen Trommeln unvermeidlichen Schwankungen leicht ein, kostspielige Reparaturen, viel Aufenthalt und Gefahr für den Arbeiter herbeiführendes Abspringen der Wagen veranlassen.

Das Chargiren geschieht durch 4 Oeffnungen im blechernen Gichtmantel, indem zwischen die hintere Axe und den Wagenkasten des um seine vordere Axe beweglichen Gichtwagens ein Holzhebel gestemmt und der Wagen so nach vorn übergekippt wird. Drei Oefen produciren täglich 45000 Pfd. halbrtes und graues Roheisen, welches theils zu Ruhrort, theils zu Eschweiler Aue zum Eisen- und Stahlpuddeln verwendet wird. Das Roheisen wird in 24 Stunden dreimal in gusseiserne Coquillen abgestochen. Die Giesshalle ist 142 Fuss breit und 80 Fuss lang. Ein Ofen verbraucht in 24 Stunden durchschnittlich 28 Gichten à 3600 Pfd. Erz, 1600 Pfd. Kalkstein und 2000 Pfd. Cokes.

Zwei Cupoloöfen beschäftigen die Giesserei für den Werksbedarf und ein englisches Feineisenfeuer verarbeitet alle Gussstücke, Schaaleneisen etc.; man macht in demselben täglich 5 Chargen zu 3000 Pfd. Einsatz und bringt 2600 Pfd. Feinmetall aus bei 60 Pfd. Cokesverbrauch auf 100 Pfd. Feinmetall.

Das Walzwerk umfasst zwei zu einander parallel liegende Puddelhallen und die sie im rechten Winkel verbindende Schweisshalle. Die Gase je zweier Puddelöfen und Schweissöfen heizen einen ins Freie gelegten Dampfkessel.

Die Puddelöfen haben theils Luft-, theils Wasserkühlung, bei welcher letzteren man den Grad der Abkühlung mehr in der Gewalt hat, indem man nach Willkür mehr oder weniger Wasser zuführt. Die Bodenplatte besteht aus vier übereinander greifenden Theilen; die Roste sind flach und 3 Fuss lang und

breit; Länge des Herdes 4 F. 11 Z., Breite 4 F. 4 Z.; Breite der Feuerbrücke 36 Z., Länge $13\frac{1}{2}$ Z.; Breite der Fuchsbrücke $18\frac{1}{4}$ Z., Länge 10 Z., Abstand zwischen Feuerbrücke und Gewölbscheitel $15\frac{1}{4}$ Z., zwischen Rost und Feuerbrücke 16 Z. Je nach der Qualität des Roheisens macht man in 12 Stunden 5—9 Chargen à 450 Pfd. Einsatz, durchn. Verlust beim Puddeln auf sehniges Eisen 10—11, auf Feinkorn und Stahl 14 bis 16 Proc. Auf 100 Pfd. Luppeneisen gehen 120—140 Pfd. melirte Kohlen. Zum Bearbeiten der Luppen dienen Aufwerfhämmer, Dampfhämmer und bei Reparaturen derselben Luppenquetschen, zum Auswalzen der Luppen 3 Walzenstrassen mit je 2 Walzenpaaren.

Die Schweissöfen haben horizontale Roste von 50 zu 35 Zoll lichter Weite; Länge des Herdes 7 F. $1\frac{1}{2}$ Z., dessen Breite 4 F. 4 Z.; Breite und Länge der Feuerbrücke, resp. 50 und 13 Z.; Abstand zwischen Feuerbrücke und Gewölbscheitel 11 Z., zwischen Rost und Feuerbrücke 22 Z.; Ofenhöhe am Fuchs 18 Z. Die Schweissöfen arbeiten einestheils für Laschen und Grubenschienen, Rundeisen, Vierkant- und Flacheisen, theils für Paquete zu Schienen, zu grossem Rund- und Vierkanteisen, so wie zu Unterlag- und Schienenkopfplatten. Erstere Oefen machen in 12 Stdn. 6 bis 10 Chargen bei 11 Proc. Abbrand, liefern 70—100 Ctr. fertiges Eisen und verbrauchen 50—70 Pfd. Steinkohlen auf 100 Pfd. fertiges Produkt, letztere machen bei 12stündiger Produktion von 7000 Pfd. 9—12 Chargen bei 10 Proc. Abbrand und 70 Pfd. Kohlenverbrauch. Gesamtverlust beim Schweissen der Schienen 14 Proc. und Kohlenverbrauch 65—75 Pfd. für 100 Pfd. fertige Schienen. Letztere werden in Cementiröfen nach der Ajoustirung in der Weise cementirt, dass nur der Kopf derselben auf 5—8 Millim. Tiefe verstäht wird, während Steg und Fuss unverstäht bleiben. Solche Schienen ersetzen diejenigen vom Paquetiren mit Stahlköpfen und sehnigem Fuss. Cementirte Schienen blättern beim Gebrauche nicht ab, wie dies bei Puddelstahlschienen wegen unvollkommener Schweissung des Stahls und des sehnigen Eisens öfter stattfindet. Auch kommen bei cementirten Schienen, was noch ein anderer Vortheil ist, durch das anhaltende Glühen beim Cementiren etwa vorhandene Ungänze oder Blasen, die vorher nicht zu bemerken waren, unfehlbar zum Vorschein. Während cementirte Schienen nach 6 monatlichem Gebrauche nicht die geringste Veränderung zeigten, mussten gewöhnliche Schienen schon nach 2— $2\frac{1}{2}$ monatlichem Gebrauche ausgewechselt werden.

Die 4 Cementiröfen haben jeder 2 Kisten von 24 F. Länge, 2 F. Breite und $2\frac{1}{2}$ F. Höhe; die Kisten sind mit festem Gewölbe gebaut, an den schmalen Seiten durch Thüren verschliessbar und mit einem horizontalen Rost nach der ganzen Länge der Kisten versehen. Die Flamme steigt in Seitenzügen an den Kisten auf und entweicht in 2 Essen.

Ausser den bezeichneten Apparaten sind noch vorhanden: Schienendampfhämmer, Fräsemaschinen, Scheeren etc. Die Hütte zu Laar beschäftigt über 1000 Arbeiter und hat bei vollständigem Betriebe eine Jahreserzeugung von 780000 Ctr. an Schienen, Stabeisen, Laschen etc.

(Im Auszuge aus einer Arbeit des Hrn. J. Massenez in den „Baul. Anlag. auf den Berg-, Hütten- und Salinenwerken in Preussen, III. Jahrg., 1. Liefgr.)

BERG- UND HÜTTENMÄNNISCHE ZEITUNG.

Redaction:

BRUNO KERL,

und

FRIEDRICH WIMMER,

Professor der Metallurgie

Berggeschworne und Lehrer der Bergbaukunde

an der Bergschule zu Clausthal.

Jährlich 52 Nummern mit vielen Beilagen, Tafeln und eingedruckten Holzschnitten. Abonnements-Preis jährlich 5 Thlr. Crt. Zu beziehen durch alle Buchhandlungen und Postanstalten des In- und Auslandes. Original-Beiträge sind an Einen der Redacteurs franco einzusenden und werden halbjährig — auf Verlangen auch sofort nach Abdruck — entsprechend honorirt.

Inhalt: Die Mansfelder Hüttenprozesse in ihrer Abweichung von den Ober- und Unterharzer Kupfer- und Silbergewinnungsarbeiten. Von Albrecht von Groddeck. (Fortsetzung.) — Ueber den gegenwärtigen Stand der Gewinnungsarbeiten in den Gruben. Von Delahaye. — Zur Metallurgie des Eisens. — Besprechungen. — Anzeigen.

Die Mansfelder Hüttenprozesse in ihrer Abweichung von den Ober- und Unterharzer Kupfer- und Silbergewinnungsarbeiten.

Vom

Hütteningenieur **Albrecht von Groddeck** zu Clausthal.

(Fortsetzung von S. 140.)

Dritter Abschnitt. — Die Mansfelder Hüttenprozesse.

Drittes Capitel. — Verarbeitung der Minern.

I. Die Rohprozesse.

Wie schon gesagt, werden die Rohprozesse auf 7 Rohhütten ausgeführt, bei deren Anlage die Nähe des Bergbaues, das Vorhandensein einer genügenden Wasserkraft und eines möglichst grossen Haldensturzes für die in grosser Quantität fallenden Schlacken etc. etc. maassgebend war.

Zwei dieser Hütten, die Eckardthütte und Kreuzhütte, liegen bei Leimbach unweit Mansfeld, zwei andere, die Ober- und Mittelhütte, bei Eisleben.

Diese vier Hütten verschmelzen hauptsächlich die Schiefer der oberen Reviere (S. 62.) Die Kupferkammerhütte bei Hettstädt und die Friedeburger Hütte bei Friedeburg verschmelzen dagegen nur die Schiefer der unteren Reviere.

Die Sangerhäuser Hütte bei Sangerhausen verschmolz früher nur die Minern der Sangerhäuser Reviere, in neuerer Zeit werden jedoch auch Schiefer der oberen Reviere (Glückaufer Revier) dort verarbeitet.

A. Vorbereitende Operationen.

Handscheidung. Die geförderten Minern werden auf der Grube nach den im ersten Abschnitt ange deuteten Merkmalen (S. 62) einer Handscheidung unterworfen.

Aufbereitung. Wegen der feinen Erzeinsprengung in den Schiefen ist eine Aufbereitung der letzteren nicht möglich. Sie ist auch nicht unbedingt erforderlich, da neben dem geringen Metallgehalt die Erdarten in einer der Schlackenbildung günstigen Mengung in den Schiefen enthalten sind.

Das Dach und die reichen Sanderze können ebenfalls ohne vorherige Aufbereitung mit Vortheil im Gemisch mit den Schiefen verschmolzen werden.

Wegen des überwiegenden Kieselsäuregehalts verhält es sich bei den armen Sanderzen anders.

Der Theil derselben, welcher zum Verschmelzen kommt, wird durch eine Aufbereitung auf der Sangerhäuser Hütte bis zur Schmelzwürdigkeit angereichert.

Daselbst befindet sich eine Wäsche mit zwei sechstempeligen Pochwerken, den dazu gehörigen Schlammgräben (mit ca. 20 Gefällen), 2 Stossherden und einem Trockenschuppen.

Die Erze werden bei Wasserzufluss durch den Spalt in der Hinterwand gepocht. In den ersten 14 Gefällen setzt sich ein feinkörniger Sand, in den darauf folgenden Gefällen ein feiner Thon ab, welcher sehr reich an den äusserst kleinen, fein eingesprengten Erzpartikelchen ist, und „zähe Schlämme“ genannt wird. Diese zählen Schlämme enthalten ca. $1\frac{1}{2}$ Proc. Cu. Der Sand, welcher sich in den 14 ersten Gefällen absetzt, wird auf den Stossherden mehrere Male behandelt. Es erfolgt reicher Schlieg mit 8—10 Proc. Cu und Fluthafter mit 0,4—0,7 Proc. Cu.

Der reiche Schlieg wird mit den zähen Schlämmen gemengt, das Gemenge zu Batzen geformt und letztere, „Wäschgut“ genannt, im lufttrockenen Zustande verschmolzen. Das Wäschgut enthält ca. 6 Proc. Cu.

Versuche einer weiter gehenden Aufbereitung unter Anwendung neuerer Maschinen haben zu keinem günstigen Resultate geführt.

Transport der Minern. Uebernahme der Hüttenmaterialien. Die Minern werden auf Wagen, sogenannten Schieferhöhlen, zur Hütte geschafft und hier nach Fudern à 60 Ctr. übernommen und verrechnet.

Das Verwiegen geschieht auf Brückenwagen von 176 bis 200 Ctr. Tragfähigkeit. Auf jeden Centner wird 4 Pfd. Nassgewicht der Hütte zu Gute gerechnet.

Quantitäten unter $\frac{1}{2}$ Ctr. werden nicht, über $\frac{1}{2}$ Ctr. aber als voll gerechnet.

Wegen der Armuth der Erze ist ein Verwiegen auf Brückenwagen anwendbar.

Bei der Flussspathanlieferung werden 4—6 Pfd. Nüss- und Dreckgewicht gerechnet. Bei den Cokesanlieferungen von den Ablagern wird 1 bis 2 Proc. als Untermaass gerechnet, d. i. der Ausfall des Gewichts, den das Gemäss der Niederlage gegen das der Hütte durch Gestübbeildung beim Transport ergibt.

Auf Materialien, die allein nach dem Gemäss bei der Hütte vereinnahmt werden (Westph. und Wettiner Cokes, Riestädt. Braunkohlen), wird im Allgemeinen Untermaass nicht abgesetzt.

B. Brennen der Schiefer.

Zweck. Die Entfernung des Bitumens, der Kohlensäure und des Wassers der Schiefer ist die natürliche Bedingung eines vortheilhaften Verschmelzens derselben.

Mit der Entfernung jener Körper hängt aber zugleich eine Auflockerung der Schiefer zusammen, die ebenfalls beim Verschmelzen günstig ist.

Hat man viel mulmige Schiefer, viel Kläre zu verhütten; so muss, um ein vortheilhaftes Schmelzen im Schachtofen zu ermöglichen, ein Zusammenfritten derselben beim Brennen stattfinden.

Wahl der Methode. Der Zweck kann durch ein einfaches Anzünden der durch ihren Bitumengehalt von selbst fortbrennenden Schiefer erreicht werden.

Folgende schädliche Einflüsse sind dabei jedoch zu vermeiden:

1) Darf die Temperatur nicht so hoch steigen, dass ein Schmelzen der Schiefer stattfindet, um einerseits den vortheilhaften Einfluss der Auflockerung nicht zu vernichten, andererseits bedeutende Schwefelverluste zu vermeiden.

2) Darf dabei ebenfalls aus letzteren Grunde keine zu stark oxydirende Wirkung eintreten.

Es fragt sich nun, durch welche Methode die Schiefer bei dem geringsten Kohlenaufwand jenen nothwendigen Vorbereitungen unterworfen und zugleich vor den erwähnten schädlichen Einflüssen möglichst geschützt werden.

Die einfachste Methode, das Brennen in freien Haufen, ist die vortheilhafteste. Durch eine Holzunterlage werden die Schiefer angezündet, die Hitze wird durch das Bitumen unterhalten und damit sie nicht zu hoch steigen kann, macht man die Haufen nicht hoch (höchstens 7' hoch).

Der Bitumengehalt und eine gleichmässige entsprechende Aufschüttung verhindern eine oxydirende Wirkung.

Die Frage, ob es nicht zweckmässig sei, die Schiefer in Schachttöfen zu brennen, ist aufgeworfen.

Man versprach sich bei einem Brennen in Oefen die Wärme des verbrennenden Bitumens auszunutzen und dadurch die Ofenbaukosten zu decken.

Zu wirklichen Versuchen kam es jedoch nicht. Neuerdings sind Versuche angestellt, das Bitumen der Schiefer zu verwerthen, resp. zu extrahiren, und zwar durch ein Brennen in geschlossenen Oefen.

Bei dem Brennen in Schachttöfen, wobei man das Holz für die Unterlage der Haufen ersparen kann, tritt der Uebelstand ein, dass die Schiefer schmelzen.

Brennen in freien Haufen. Schieferplätze. Vorläufig geschieht das Brennen der Schiefer ausschliesslich in freien Haufen.

Bei jeder Rohhütte ist ein grosser, ebener, freier Platz, auf dem das Brennen geschieht. Dieser Platz liegt im Niveau der Hohofengicht auf den Mansfelder Hütten, der Mittel- und Sangerhäuser Hütte; auf Kupferkammer und Oberhütte liegt er höher, weil lokale Verhältnisse es nicht anders erlauben.

Aufschütten der Haufen. Je nach der Festigkeit der Schiefer geschieht das Aufschütten mehr oder weniger sorgfältig. Bei den festeren Schiefen der oberen Reviere (Mansfelder und Eislebener Hütte) führt man die Schieferhöhle auf den Haufen und entleert sie. Die Haufen fallen dabei unregelmässig aus, das Durchbrennen ebenfalls, jedoch schadet das nichts.

Die milderen Schiefer der oberen und Sangerhäuser Reviere (Kupferkammer, Friedeburger Hütte, Sangerhäuser Hütte) fährt man mittelst Handkarren zu regelmässigen, abgestumpft pyramidalen Haufen auf. Die Kläre wird in ihnen möglichst gleichmässig vertheilt.

Schiefer mit geringem Bitumengehalt bringt man in den unteren Theil der Haufen, damit sie vollständig ausbrennen (Sangerhäuser Hütte).

Ausser der Höhe der Haufen (höchstens 7') sind alle anderen Dimensionen unwesentlich.

Bei grossem Schieferverbrauch macht man die Haufen kleiner, damit sie schneller durchbrennen.

Die angezündeten Haufen überlässt man sich selbst.

Betriebsresultate. Die Zeitdauer des Brennens variirt je nach dem Bitumengehalt der Schiefer und sonstigen Umständen.

Auf den Mansfelder Hütten wird ein Schieferhaufen von 500—3000 Fdr. Inhalt zwar bald, nachdem man ihn aufzufahren begonnen hat, angezündet, brennt aber, nachdem er geschlossen ist, noch 10—30 Wochen.

Haufen von 200—500 Fdr. Inhalt brennen auf den übrigen Hütten 13—26 Wochen; auf Sangerhäuser Hütte, wo die Schiefer sehr arm an Bitumen sind, brennt ein Haufen von 200—250 Fdr. nur 7—8 Wochen.

Der Verbrauch an Wellholz beträgt: auf den Eislebener Hütten pro Fdr. Schiefer 0,15 Schock Hacke; auf der Mansf. Hütte pro Fdr. Schiefer 0,1 Schock Hecke; auf der Friedeburger Hütte pro Fdr. Schiefer 0,05—0,1 Schock Hecke; auf der Kupferkammerhütte pro Fdr. Schiefer 0,15 Schock Hecke; auf der Sangerhäuserhütte pro Fdr. Schiefer 0,1—0,2 Schock Hecke.

Der grössere Brennmaterialverbrauch auf der Sangerhäuser Hütte rührt von dem geringen Bitumengehalt der dortigen Schiefer her.

Die Schiefer verlieren beim Brennen ca. 6,6 bis 16,6 Proc. an Gewicht.

Nachdem der Haufen ausgebrannt ist, müssen die Schiefer so bald wie möglich gezogen und verschmolzen werden, denn durch ein längeres Liegen an der Luft nehmen sie CO₂ auf und zerfallen, da sie vielen kautistischen Kalk enthalten (auch CaS).

Die gut gebrannten Schiefer haben eine helle Farbe und klingen beim Anschlagen.

Chemische Vorgänge. Die chemischen Vor-

gänge beim Schieferbrennen sind nicht so einfach, wie man gewöhnlich annimmt.

Wenn man die Schieferhaufen, nachdem sie ausgebrannt, untersucht, so findet man, dass sie auf ihrer Unterseite von zierlichen kleinen Schwefelkrystallen besetzt sind, die man mit Hülfe der Loupe als kleine Rhombenoktaëder deutlich erkennt. — Dieser Schwefel muss sich also sublimirt haben. Er muss aus den fein eingesprengten Schwefelmetallen der Schiefer stammen. Zum kleinen Theil kann er aus Schwefelkies sublimirt sein, der grösste Theil ist aber wohl auf folgende Weise entstanden:

Die Schwefelmetalle sind durch oxydirende Wirkung in Vitriole verwandelt, die bei steigender Temperatur SO_3 , resp. SO_2 entweichen liessen. Indem nun die dampfförmige SO_3 im Haufen in die Höhe stieg, wurde sie durch den Kohlenstoff des Bitumens zu SO_2 desoxydirt ($\text{SO}_3 + \text{C} = \text{SO}_2 + \text{CO}$). Die SO_2 wird aber ebenfalls durch Kohlenstoff desoxydirt und bildet damit in höherer Temperatur dampfförmigen Schwefel und Kohlenoxydgas ($\text{SO}_2 + 2 \text{C} = \text{S} + 2 \text{CO}$).

Mit dieser Ansicht übereinstimmend ist die Beobachtung, dass man an den brennenden Schieferhaufen niemals einen Geruch nach SO_2 wahrnimmt.

Ferner — unter der erwähnten obersten dünnen Schicht unveränderter Schiefer bemerkt man eine dünne Lage grün oder blau gefärbter Schiefer, und unter dieser eine Lage röthlich gefärbter Schiefer.

Die grüne und blaue Farbe rührt ohne Zweifel von Vitriolen, die rothe von Oxyden her. Dicht unter den unveränderten Schiefen an der Oberfläche stieg die Temperatur nicht hoch genug, dass die Vitriole zersetzt werden konnten, etwas tiefer dagegen ging diese Zersetzung vor sich.

Unter den bezeichneten drei obersten, deutlich zu unterscheidenden dünnen Lagen liegt die gleichförmig aussehende grosse Masse der gut gebrannten Schiefer, zwischen denen man allerhand feine Krystallbildungen wahrnimmt, deren genaues Studium gewiss zu interessanten Betrachtungen führen könnte.

C. Das Rohschmelzen.

Zweck. Der Zweck des Rohschmelzens ist, die metallischen Theile der Minern in einem Stein zu concentriren und die Erdarten zu verschlacken.

Wahl der Methode. Von den beiden üblichen Methoden der Kupfersteingewinnung, entweder im Schacht- oder im Flammofen, ist erstere von Alters her im Mansfeldischen in Gebrauch und durch die Nähe guter Sandsteine zum Zustellen und eine der Produktion entsprechende Wasserkraft begünstigt. — Am Ende der vierziger Jahre sind jedoch Versuche gemacht worden, die Schiefer im Flammofen zu schmelzen.

Wenn diese Versuche auch ohne Erfolg waren, so bieten sie doch manches Interessante, und wir wollen sie deshalb näher betrachten.

Zu den Versuchen war der Reserve-Concentrations-ofen zu Gottesbelohnungshütte so umgeändert, dass der Herd bei der Feuerbrücke höher lag, als am Fuchs. Die rohen Schiefer sollten durch einen Fülltrichter auf den höher liegenden Theil des Herdes geschüttet werden und hier, unterstützt durch ihr verbrennendes Bitumen,

die nöthige Vorbereitung und Schmelzung erfahren. Das Geschmolzene sollte auf der geneigten Ofensohle herunterfliessen und in der Nähe des Fuchses die Schlacke abgezogen und der Stein abgestochen werden.

Als man nun die rohen Schiefer auf oben ange-deutete Weise in den dunkelrothglühenden Ofen brachte, brannten sie mit russender Flamme, ohne einen Hitzgrad zu entwickeln, welcher dem erwarteten nahe gekommen wäre.

Dabei schied sich der Kohlenstoff der Schiefer in Gestalt feiner Graphitblättchen ab, wodurch erstere fast unschmelzbar wurden.

Man wiederholte den Versuch mit gebrannten Schiefen.

Dieselben schmolzen gut, Schlacke und Stein sammelten sich auf dem tieferen Theil des Herdes und wurden leicht aus dem Ofen entfernt, während neues Schmelzgut beständig nachgefüllt werden konnte. — Bei letzterer Operation trat ein unangenehmer Umstand ein.

Nach dem Einfüllen dauerte es einige Zeit, ehe die Schiefer die zum Schmelzen nöthige Temperatur erlangt hatten.

In dieser Zeit waren sie dem oxydirenden Einfluss der Feuergase, namentlich der CO_2 ausgesetzt, welche einen starken Schwefelverlust herbeiführten, von dem man beim Einfüllen sofort durch den Geruch nach SO_2 benachrichtigt wurde. Es konnte also nicht auffallen, wenn rothe Schlacke fiel.

Die Möglichkeit, diesen Uebelständen abzuhelpen, so durch Vorwärmen der Schiefer (etwa durch die abziehenden Gase), um ein schnelleres Schmelzen herbeizuführen, durch Anwendung anderer Kohlen (statt der Riestädter Braunkohlen) und andere Ofenconstruction, war wohl vorhanden.

Zu weiteren Versuchen ermunterte aber das enorm ungünstige Kupferausbringen nicht im Geringsten.

Man hatte nämlich 259 Ctr. gebrannte Schiefer, gattirt mit 9 Ctrn. Flussspath und 14 Ctrn. Rückstandsschlacken (vom Schwarzkupferschmelzen), verschmolzen und daraus nur 157 Pfd. Kupferstein mit 81 Pfd. Kupfer und $13\frac{1}{4}$ Lth. Silber, und ausserdem noch sehr reichen Herd erhalten. — Berücksichtigt man den Kupfergehalt der Rückstandsschlacken nicht, so giebt dies pro Fuder Schiefer ein Ausbringen von 36 Pfd. Kupferstein oder 18,7 Pfd. Kupfer und 3,07 Lth. Ag, und ferner eine nicht näher bezeichnete Menge von sehr reichem Herd. — Bei der Schachtofenarbeit gewinnt man im Durchschnitt pro Fuder Schiefer 5 Ctr. Kupferstein oder 150 Pfd. Kupfer und 24 Lth. Silber, ausserdem etwa 3 Ctr. Schweel etc.

Der Verlust beträgt also pro Fuder Schiefer 131,3 Pfund Kupfer und 20,93 Lth. Silber. Gesetzt, dieser Verlust würde durch Zugutmachung des reichen Herdes zum Theil ersetzt, so würden dadurch jedoch die Selbstkosten bedeutend erhöht werden.

Die Vortheile der Flammofenarbeit gehen also durch diese Umstände vollkommen verloren, und es ist daher bei der Schachtofenarbeit geblieben.

(Fortsetzung folgt.)

Ueber den gegenwärtigen Stand der Gewinnungsarbeiten in den Gruben.

Von
Delahaye, Civilingenieur.

(Mit Fig. 1—23 auf Taf. V.)

Ich stelle mir die Aufgabe, hier den gegenwärtigen Zustand der Gewinnungsarbeiten in den Gruben zu zergliedern und einen neuen, von mir erfundenen Apparat zu beschreiben, welcher, wie mir scheint, mit Vortheil an die Stelle der gegenwärtig in Anwendung stehenden Häuergezähe gesetzt werden kann.

Da meines Wissens diese Frage noch nicht in methodischer Weise behandelt ist, so wird der Leser im Verfolge dieser Arbeit eine gewisse Zahl numerischer Angaben finden, die aus persönlich angestellten Versuchen und Beobachtungen hergeleitet sind. Ich hoffe bei Feststellung dieser Zahlen mich der Wahrheit hinreichend genähert zu haben und damit nicht in Widerspruch mit den Männern der Praxis zu treten. In dieser Beziehung mache ich noch eine Bemerkung: Die Bedingungen der Gesteinsgewinnung sind in der einen und anderen Grube so von einander verschieden, dass es unmöglich gewesen wäre, exacte mittlere Durchschnittszahlen zu fixiren; da nun der Hauptzweck dieser Arbeit die Vergleichung der neu proponirten Geräthschaft mit den gegenwärtig gebräuchlichen Gezähen ist, so habe ich es mir angelegen sein lassen, genügende Mittelzahlen im ungünstigsten Sinne zu meinem Apparat anzunehmen, um vollständig sichere Schlüsse zu Gunsten des neuen Systems ziehen zu können.

Abgesehen von dem praktischen Werthe des Apparates, hoffe ich, dass man diese Notizen nicht ohne einiges Interesse lesen wird, als analytische Betrachtung eines Genres von Arbeiten, welche man gewöhnlich nicht dieser Ordnung von Versuchen unterzieht.

Beginnen wir damit, uns kurz die Bedingungen der durch den Häuer zu leistenden Aufgabe zu vergegenwärtigen; es handelt sich blos darum eine gewisse Quantität des anstehenden Gesteins hereinzugewinnen. Dieses kann sein:

- 1) Mildes Gestein,
- 2) Gestein von mittlerer Festigkeit,
- 3) Festes Gestein.

Zur ersten Classe rechne ich alles Gestein, welches sich leicht mit der Spitzhaue bearbeiten lässt. Die zweite Classe umfasst alle Gesteine, wo die Arbeit mit der Spitzhaue wohl noch möglich ist, aber dermaassen kostspielig wird, dass man häufig davon absteht und diese Gesteine mit unter die dritte Classe bringt, d. h. unter diejenigen, wobei die Anwendung der Spitzhaue unmöglich wird. — In der Praxis sind nur 2 Fälle zu unterscheiden:

- 1) derjenige, wo die Spitzhaue oder Keilhaue vortheilhaft angewendet werden kann;
- 2) derjenige, wo dieses nicht der Fall ist.

In dem Falle, wo man seine Zuflucht zur Keilhaue nehmen kann, stellt der Arbeiter mit dieser zuerst schmale Einschnitte in der herein zu gewinnenden Masse an geeigneten Punkten her (schrämt und schlitzt), und löst sie alsdann vollständig durch Sprengschüsse

oder mittelst Keile aus ihrem Zusammenhange; lässt sie auch wohl durch das eigene Gewicht hereinbrechen.

Wenn die Festigkeit des Gesteins ein Unterschrämen nicht gestattet, so hat der Bergmann kein anderes Mittel, als Stück für Stück durch Bohren und Schiessen die Gewinnung zu vollziehen.

Diese Gewinnungsart ist sehr unvortheilhaft vom doppelten Gesichtspunkte aus, nämlich hinsichtlich der Geschwindigkeit und Billigkeit der Arbeit. Man verbraucht dabei viel Pulver, und die zum Bohren einer grossen Anzahl von Löchern erforderliche Zeit ist sehr beträchtlich.

Die Arbeit der Häuer besteht demnach in zwei verschiedenen Vorrichtungen:

- 1) in der Herstellung von Schrämen,
- 2) in dem Bohren von Löchern.

Wir setzen voraus, dass der Häuer durchschnittlich die eine Hälfte seines Tagewerks auf die eine oder andere Vorrichtung verwende, die andere Hälfte auf Nebenarbeiten zubringe.

Betrachten wir jetzt die zu erläuternden Arbeiten näher.

1) Das Schrämen.

Bei dem gegenwärtigen Zustande der Sachen geschieht das Schrämen entweder mit der Keilhaue oder der sogen. Rivelaïne.*) Das letztere Werkzeug wird nur in speciellen Fällen gebraucht. Beschäftigen wir uns daher zuerst mit der Keilhauenarbeit.

Ein erster Umstand, bei dem wir uns schon aufhalten müssen, ist das geringe Gewicht dieses Gezähes. Die gewöhnliche Schrämhaue wiegt 1, selten 1½ Kilogramm; man macht sie deshalb nicht schwerer, weil der Häuer meistens gezwungen ist, in sehr unbequemer Lage zu arbeiten.

Suchen wir das den Nutzeffekt ausdrückende Arbeitsquantum eines Häuers bei 10stündiger effektiver Arbeit, lediglich der Handhabung der Haue gewidmet. Um dahin zu gelangen, nehmen wir folgende Zahlen an:

Gewicht der Haue 1,50 Kil.

Weg des Werkzeuges 1,20 M.

Zeit, in welcher dieser gleichförmig beschleunigte Weg zurückgelegt

wird 2/3 Sec.

Anzahl der Schläge pro Min. . . . 30

und erhalten die Geschwindigkeit im Augenblick des Stosses. Durch die Formel

$$v = \frac{2e}{t} = \frac{2,4 \cdot 3}{2} = 3,6 \text{ Meter,}$$

und die bei jedem Schlage disponible Arbeit wird gegeben sein durch:

$$\frac{1}{2} m v^2 = \frac{1}{2} \cdot \frac{1,5}{9,81} \cdot 3,6^2 = \frac{19,44}{19,62} = 0,99 \text{ Kilogr.}$$

Dieselbe beträgt auf die ganze Schicht

$$18000 \cdot 0,99 = 17820 \text{ Kilogramm.}$$

Vergleichen wir dieses Resultat mit der von Claudel zu 162000 Kilogramm angegebenen täglichen Arbeit

*) Die Rivelaïne ist eine leichte, lange, einfache oder doppelte Haue, deren man sich fast ausschliesslich im nördlichen Frankreich und Belgien zur Herstellung sehr tiefer Schräme bedient und die bei hinlänglicher Gewohnheit sich sehr bequem gebrauchen lassen soll.
D. Red.

eines Menschen, der abwechselnd ziehend und schiebend wirkt, und bringen hiervon die Hälfte (beim Zurückführen des Gezähes erforderlich) in Abzug, so kommt bei der Arbeit mit der Keilhaue nur $\frac{17820}{81000} = 0,22$ der Muskelkraft des Arbeiters zur Nutzanwendung.

Diese Zahl ist gewiss sehr wenig befriedigend und man muss hoffen zu etwas Besserem zu gelangen.

Der zweite Umstand, auf welchen unsere Aufmerksamkeit sich noch richten muss, ist folgender. Welches auch die Geschicklichkeit der Häuer sei, er kann das Gezähe nicht sicher führen, ohne dem Schrame hinlängliche Weite zu geben, und ich bleibe ganz gewiss hinter der Wahrheit zurück, wenn ich annehme, dass ein Schram von 0,50 Meter Tiefe, 0,12 Meter Weite erhalten muss.

Bei zunehmender Tiefe wächst die Weite des Schrames unverhältnissmässig; will man dies umgehen, so muss man die Vortheile tiefen Schrämens aufgeben.

Diese praktisch nöthige übermässige Ausdehnung der Weite des Schrames hat zwei Nachtheile im Gefolge:

1) Vergrösserung der herauszuschrägenden Masse und in Folge dessen Vermehrung der Arbeit bei Herstellung der Schräme, die ausserdem unter sehr ungünstigen Umständen auszuführen ist.

2) Beträchtliche Produktion an Feinkohlen (Gries). Den hierdurch entstehenden Geldverlust werde ich weiter unten zu überschlagen versuchen; beschränke mich hier nur darauf, die Thatsache zu constatiren und daran zu erinnern, dass die grosse Produktion an Kohlenklein der wunde Fleck des Steinkohlenbergbaues ist. Die Fabrikation von Agglomeraten hat allerdings das Uebel gemindert; indem sie den Grubenbesitzern gestattet das Uebermaass an Kleinkohlen los zu werden, aber man darf nicht übersehen, dass dieses nur ein Palliativ ist. Denn wenn wir den Kosten dieser secundären Manipulation Rechnung tragen, so wird sich herausstellen, dass der Werth des Kohlenkleins immer derselbe bleibt, ungefähr die Hälfte von den Stück- und groben Kohlen.

Wenn es sich, anstatt der Kohle, darum handelt, Bausteine zu gewinnen, so wird der in Rede stehende Nachtheil darin bestehen, dass man aus einer vorliegenden Gesteinsbank weniger brauchbare Stücke erzeugt.

Sehr wohl ist es mir bekannt, dass bei Anwendung der Rivelaine und der Krummhäuser-Arbeit ein geübter Häuer sehr tief schrämen kann, ohne den Schram übermässig weit zu nehmen; allein die Anwendung des obigen Calcüls auf diese Art von Arbeit überzeugt uns davon, dass man hierbei nur 8000 bis 10000 Kilogrammometer tägliche Arbeit erwarten kann. Auch ist der Gebrauch der Rivelaine nur in gewissen Thon-einlagerungen und bei sehr milder Kohle möglich.

Im Allgemeinen und in Anbetracht der verschiedenen Umstände, denen man ausgesetzt ist, kann man höchstens darauf rechnen, dass ein Arbeiter täglich 40 Hektoliter = $3\frac{1}{2}$ Tonne Kohlen gewinnt. Setzen wir voraus, dass die Hälfte der Zeit auf Schrämen verwendet wird und 3,5 Fr. der Tagelohn beträgt, so erhalten wir $\frac{3,50 \cdot 0,50}{3,50} = 0,50$ Fr. als Preis der auf

1 Tonne gewonnener Kohle kommenden Schräm-arbeit.

Aus diesem Allen ergibt sich:

- 1) dass bei der Arbeit mit der Schrämhaue die Muskelkraft des Häuers sehr unvortheilhaft genützt wird; und
- 2) die bedeutende Weite, in der man die Schräme führen muss, Veranlassung zur Erzeugung von viel Kohlenklein giebt.

Vergegenwärtigen wir uns die Ursachen dieser Umstände, so werden wir auf Mittel kommen, sie zu beseitigen.

Zuerst ist es evident, dass die geringe Arbeitsleistung in der beschwerlichen Position des Häuers begründet ist, welche ihm nicht gestattet, seine ganze Kraft zu nützen. Man muss demnach dem Arbeiter eine, der Handhabung seines Werkzeuges angemessene bequeme natürliche Stellung zu verschaffen suchen.

Aber dieser Umstand allein genügt nicht, um sich die geringe Leistung von 17800 Kilogrammometer zu erklären; die Hauptursache liegt in dem geringen Gewicht des Gezähes. Dieses ist aber dadurch bedingt, dass der Arbeiter das ganze Gewicht der Haue zu tragen hat und noch dazu an einem langen Helme. Um aber mit einer schwachen stossenden Masse eine bemerkenswerthe Nutzleistung zu erhalten, muss er dem Werkzeuge eine grössere Geschwindigkeit ertheilen, als diejenige ist, die der Mensch ohne übermässige Ermüdung exerciren kann. Dabei ist nicht zu übersehen, dass der Mensch und die beseelten Motoren im Allgemeinen Kräfte ganz eigener Natur sind, bei denen die Ermüdung sehr rasch wächst, sobald die Geschwindigkeit ihrer Bewegungen eine gewisse Grenze überschreitet.

Um eine grössere Arbeitsleistung zu erreichen, muss demzufolge ein Werkzeug von hinlänglich grosser Masse so gehandhabt werden, dass das Gewicht desselben durch zweckentsprechende Unterstützungen getragen wird, und dieses Gewicht muss so gross genommen werden, dass eine nennenswerthe Nutzleistung resultirt, ohne zu grosse Geschwindigkeit anwenden zu müssen.

Eine übermässige Weite der Schräme wird durch sichere Führung des Werkzeuges vermieden werden.

Kurz zusammengefasst, muss man, um die Schräm-arbeit in der vortheilhaftesten Weise auszuführen, folgende 3 Bedingungen erfüllen:

- 1) Bequeme Stellung des Arbeiters;
- 2) Vollkommene Führung des Gezähes;
- 3) Hinlängliche Masse desselben.

Die Vergrösserung der Masse des Werkzeuges ist von nicht unbedeutender Wichtigkeit. Bei unserem Apparate sowohl, als auch bei den gegenwärtig im Gebrauch stehenden Gezähren wird durch den Stoss gewirkt; es ist aber bekannt, dass hierbei immer Kraftverlust stattfindet und dieser um so grösser wird, je geringer die stossende Masse im Verhältniss zur gestossenen ist. Wir vergrössern die stossende Masse und stellen uns in Folge dessen, hinsichtlich der Realisirung der entwickelten lebendigen Kraft, unter bessere Bedingungen. Bei der Arbeit mit der gewöhnlichen Keilhaue muss eine gewisse Anzahl von Schlägen, die wenig oder gar keinen Effekt geben, ausgeführt werden

und die gestossene Masse ist zu beträchtlich im Verhältniss zur lebendigen Kraft des Werkzeuges.

(Schluss folgt.)

Zur Metallurgie des Eisens.

1) *Einwirkung fremder Stoffe auf das Eisen.*

Phosphor. Nach den Untersuchungen von G. Hochstätter gab Eisen mit 1 Proc. Phosphor einen grossen, harten, spröden König mit krystallinischem Bruche und spiegelnden Flächen, wie Antimon — Beim Zusammenschmelzen von Phosphoreisen mit Schwefeleisen erfolgte neben phosphorfremem Schwefeleisen ein S und P enthaltender König. — Eisen mit phosphorsaurem Kalk und Kohle anhaltend in der Weissgluth erhitzt, lieferte ein Produkt mit 12,7 Proc. P, bei gleichzeitigem Zusatz von Kieselsäure neben einer gut geschmolzenen Schlacke einen König mit 14 Proc. P. — Phosphorsaurer Kalk mit Braunerstein, Sand und Kohle stark erhitzt, gab eine Verbindung von Mn^4P .

Arsen kann nach Ekmann zum Härten der Oberfläche des Eisens dienen, indem man dasselbe mit einem dünnbreiigen Gemisch von zerkleinertem Leder, Horn u. s. w. und in Salzsäure gelöster arseniger Säure $\frac{1}{16}$ Zoll dick überstreicht und zur hellen Rothgluth erhitzt. Solches Eisen soll nicht rosten.

Silicium. Beim Zusammenschmelzen von freier Kieselsäure (Sand) mit reinem Eisenoxyd und Kohle erfolgten Könige mit 8 bis 12 Proc. Silicium; beim Schmelzen eines kieseligen Roheisensteins, ohne hinreichende Kohle, ein König mit 0,87 Proc., bei einem Ueberschuss von Kohle ein solcher mit 8—13,78 Proc. Silicium. Bei Zuschlag von Kalk, Flussspath und Thon zu letzterem Erz ging der Siliciumgehalt auf 2,15—0,38 Proc. herab, wonach freie Kieselsäure sich reichlicher reducirt, als bei Anwesenheit von anderen Basen. Roheisen von den Dowlais Eisenwerken aus Blackband enthielt 7,46 Proc., hellgraues Roheisen aus dem Arsenal zu Woolwich 8,2 Proc. Si. — Kieselsaures und phosphorsaures Eisen zusammen erhitzt, gaben ein Metall mit 5,6 Proc. Si und 4,5 Proc. P. — Eisensilikat und Schwefeleisen wirkten bei hoher Temperatur nicht aufeinander ein. — Das leichtflüssigste

Eisensilikat ist Fe^3Si (Frischschlacke); enthält es mehr Si und man erhitzt es in einem eisernen Tiegel, so wird letzterer stark angegriffen, bis sich Fe^3Si gebildet hat. Durch Kohle werden aus letzterem nur 2 Atome Fe reducirt. Erhitzt man Fe^3Si bei Luftzutritt in guter Rothgluthitze, so oxydirt sich das Fe höher und es entsteht eine strengflüssigere Masse (bull-dog). Wird diese (a) bei einem Phosphorsäuregehalt längere Zeit bei höherer Temperatur geröstet, so fliesst eine leichtflüssige phosphorreiche Schlacke (c) aus und eine strengflüssige (b) bleibt zurück, wie nachstehende Analysen zeigen:

	Fe	Si	Mn^3O^4	Ca, Al	P
a.	72,60	17,21	4,21	Spr.	5,43
b.	51,43	27,05	11,15	0,40	9,60
c.	54,64	22,00	8,98	0	13,87.

Kohlenstoff. Alle Holzkohle enthält eine beträchtliche Menge Wasserstoff, welches bei höherer Temperatur, als die Kohlhung des Eisens beim Cementiren stattfindet, in Verbindung mit Kohlenstoff ausgetrieben wird und die Kohlhung beendigt. Die Kohlhung des Eisens beim Cementiren, sei es durch direkte Aufnahme von Kohlenstoff oder durch kohlende Gase ist schwierig zu erklären. — Dick vermochte durch Erhitzen von Eisenoxyd mit überschüssiger Kohle nur ein Produkt mit höchstens 4,63 Proc. Graphit zu erhalten. — Beim Erhitzen von Eisenoxyd, Manganoxyd und Kohlen erfolgte ein Produkt mit 3,21 Proc. Mn und 0,56 Proc. Graphit.

Ganz ähnlich, wie Graphit, vermag sich Silicium beim Erkalten des grauen Roheisens auszuschcheiden.

Smith fand Janoyer's Angaben, dass sich bei Einwirkung von Schwefel auf Roheisen Schwefelkohlenstoff bildet, nicht bestätigt; sobald der Schwefelgehalt auf $2\frac{1}{4}$ Proc. steigt, kann kein Graphit im Roheisen bestehen, dasselbe wird nothwendig weiss. Beim Erhitzen von Spiegeleisen mit Kieselsäure in hoher Temperatur bildet sich kieselsaures Manganoxydul und der grösste Theil des Kohlenstoffs scheidet sich, durch Silicium vertreten, als Graphit aus. Ein Spiegeleisen mit 5,39 Proc. Mn und 0,37 Proc. Si mit feinem Sand zusammengeschmolzen, gab nach Hochstätter eine Verbindung von 94,49 Fe, 1,60 Graphit, 2,91 Si, 0,99 Mn. — Spiegeleisen mit 8 Proc. Mn verlor beim Zusammenschmelzen mit der Hälfte Kupfer 1,16 Proc. unter Abscheidung von Graphit.

Titan. Nach Hochstätter nahm beim Glühen von Eisenoxyd und Rutil der entstehende König kein Titan auf.

2) *Prozess der Eisendarstellung nach Chenot.*

Nach dem ursprünglichen indirekten Verfahren Chenot's (d. Bl. 1859, S. 225; 1860, S. 7) werden sehr reine leicht reducirbare Eisenerze in abwechselnden Lagen mit Holzkohlen in eine stehende, von aussen geheizte gemauerte Retorte gebracht, das durch gebildetes Kohlenoxydgas reducirte schwammförmige Eisen in einen Abkühler unter Ausschliessung der Luft entlassen, der Eisenschwamm gemahlen, gepresst und die gepresste Masse entweder in Schweissöfen als Schmiedeeisen geschweisst oder zur Stahlbereitung oder sonst wie benutzt. Auf dieses Verfahren basirte Werke entstanden 1852 zu Baracaldo bei Bilbao in Spanien, 1855 zu Clichy-La-Garenne bei Paris, 1856 zu Couillet bei Charleroi in Belgien, 1856 zu Pontcharra (Isère) und 1857 zu Hautmont in Frankreich mit Anwendung spanischer Erze. Ein Ofen liefert zu Hautmont in 3 Tagen 1100 Kil. Eisenschwamm; zu Baracaldo werden täglich an 16—18000 Kil. Eisenschwamm erzeugt.

Ein später von Tourangin angegebenes und zu Bilbao an drei Orten und an einem Orte in Frankreich eingeführtes direktes Verfahren besteht darin, die Reduktion der Erze gleich mittelst eingeleiteten Kohlenoxydgases zu bewirken und den erfolgenden Eisenschwamm in einem Herde mit Holzkohlen auszuschweissen (d. Bl. S. 44). Es erfolgen wöchentlich in einem Ofen 20 Tonnen Eisenschwamm, welche in derselben Zeit in einem Holzkohlenherd in Kolben verwandelt werden, bei einem Ausbringen von 50 Proc.

Nach E. Sandberg aus Schweden, welcher im Jahre 1862 mehrere Chenot'sche Werke besuchte, waren zu Baracaldo in diesem Jahre 3 Methoden der Eisenbereitung üblich, nämlich nach Chenot's indirektem Verfahren, das Verpuddeln von Holzkohlen- und von Cokesroheisen. Die Preise pro Tonne Eisen betrugen resp. 20,18 und 16 Pfd. Sterl.

Das Chenoteisen war zu Hufnägeln mehr gesucht, als das Puddeleisen, jedenfalls aber weniger gleichartig, als letzteres. Bei faserigem Bruche war das Chenoteisen sehr weich und zähe und bei Rothglühhitze leicht zu bearbeiten; selbst bei nachlässigem Schmieden zeigte es keine Risse.

E. Sandberg erhielt nachstehende Data über die Produktionskosten etc.:

a) Zu Baracaldo beim indirekten Prozess und einer Jahresproduktion von 2000 Tonnen (1862) gingen auf 1 Tonne fertige Handelswaare:

1,15 Kolben,
1,60 Eisenschwamm,
2,56 Erz ohne Pulver,

3,00 Erz wie es zur Anlieferung kam. 80,6 Fe, 5,42 Fe,

2,00 Mn, 2,00 Si, 0,40 Al, Ca Spr., 3,39 C und 6,30 H),
1,00 Steinkohle in der letzten Hitze,

1,15 Kolben erforderten im Holzkohlenherd 0,86 Holzkohle frei von Pulver und im Reduktionsofen 0,64 pulverförmige Holzkohle. Auf 1,60 Schwamm wurde 1,75 Kohle zur Heizung des Reduktionsofens verbraucht.

Ganzer Verbrauch 1,50 Holzkohle und 2,75 Steinkohle.

b) Zu Laramade bei einer Jahresproduktion von 600 Tonnen (1863) und Ausführung der direkten Methode:

1,10 Kolben,
2,20 Eisenschwamm,
3,19 Erz, frei von Pulver,
3,75 Erz, wie es angeliefert worden, nicht so reich, als das vorige,

1,00 Steinkohlen zur letzten Hitze,
1,10 Kolben erfordern 0,88 Holzkohle,
2,20 Eisenschwamm erfordern 0,99 Holzkohle zur Reduktion.

Ganzer Verbrauch 1 Steinkohle und 1,87 Holzkohle ohne Pulver.

c) Vergleichungsweise Resultate des gewöhnlichen Herdfrischprozesses in Schweden, wenn er mit der grössten Sorgfalt ausgeführt wird:

1,25 Roheisen,
2,50 Erz mit 50 Proc. Eisen,
1,66 Holzkohle zum Herdfrischen und Schweissen,
1,25 Roheisen erfordern im Hohofen 1,00 Holzkohle,
2,66 ganzer Kohlenverbrauch.

d) Vergleichungsweise Resultate des Lancashire-Frischprozesses in Schweden, wie er ähnlich in Südwaes behuf Darstellung von Eisenblech zur Verzinnung ausgeführt wird:

1,10 Kolben, nicht geschweisst.
1,25 Roheisen,
2,50 Erz mit 50 Proc. Eisen,
1,00 Steinkohle zur letzten Hitze der Kolben,
1,10 Kolben erfordern 0,90 Holzkohle zum Frischen,
1,25 Roheisen erfordern 1,00 Holzkohle im Hohofen.
Ganzer Verbrauch 1,90 Holzkohlen und 1 Steinkohlen.

Dieses ist fast derselbe Verbrauch von Holz- und Steinkohle, wie beim Chenot'schen direkten Prozess und dem indirekten Verfahren von Tourangin.

Soll der Chenot'sche Prozess gelingen, so sind erforderlich:

a) sehr reine Erze; ein Kieselsäuregehalt führt zu grossen Verschlackungsverlusten, basische Erden lassen sich ohne Schwierigkeiten und grösseren Aufwand an Brennstoff nicht entfernen.

Alsdann hat der Prozess keine Vortheile mehr vor der catalonischen Methode. Mit Vortheil lassen sich reine Erze direkt beim Roheisenpuddeln zusetzen und dabei Unreinigkeiten, namentlich Phosphor besser entfernen, als nach Chenot's Methode;

b) leichtreducirbare Erze. Bei der niedrigen Temperatur in der Chenot'schen Retorte erfolgte die Reduktion bei Stücken von verschiedener Grösse ungleichmässig; bei kleinen Stücken geht zwar die Reduktion rascher, aber man erhält beim Ausschweissen des Schwammes 28 Proc. mehr, als bei Wallnussgrösse. Man separirt deshalb das Erzpulver soviel als thunlich von den Erzstücken.

E. Sandberg beobachtete an keinem Orte eine gleichmässige und völlige Reduktion des Erzes, indem sie nach der Grösse und Lockerheit der Erzstücke variierte; man schlug nach der ersten Operation das Schlehtreducirte ab und setzte es einer zweiten Reduktion aus. Man verbraucht dabei weniger Brennstoff, als bei Verlängerung des Prozesses behuf vollständiger Reduktion der Erzstücke.

(Schluss folgt.)

Besprechungen.

Metallurgy: the art of extracting metals from their ores and adapting them to various purposes of manufacture. By John Percy, M. D., F. R. S., Lecturer on Metallurgy at the royal School of mines. Iron and Steel. With illustrations, chiefly from original drawings, carefully laid down to scale. London, John Murray. Leipzig, L. Denicke. 1864. 934 S. (16 Thlr. 24 Gr.)

Dieses Werk ist ohne Zweifel das bedeutendste, welches je in England über Eisen und Stahl erschienen ist. Während

andere englische Schriften der Art vorwaltend die praktische Seite des Hüttenwesens in Rücksicht ziehen und eine meist wenig übersichtliche Zusammenstellung von Thatsachen ohne genügende theoretische Begründung geben, so zeichnet sich das vorliegende dadurch aus, dass es nach beiden Richtungen hin den Stoff in übersichtlicher Weise behandelt.

Auf Grund schon bekannter Thatsachen oder in dem Laboratorium des Herrn Verfassers zumeist von seinen Assistenten — darunter hauptsächlich von dem in Clausthal und Freiberg ausgebildeten Herrn Hochstätter — angestellter Versuche werden die auf den Hütten von dem Herrn Verfasser selbst, so wie von anerkannten Technikern gemachten und in dem Werke mitgetheilten Erfahrungen theoretisch aufzuklären versucht, wobei viel Interessantes auch für den deutschen Eisenhüttenmann gegeben wird, jedoch nicht so wesentlich Neues

aufgefunden ist, dass dasselbe auf völlig umgestaltende Gesichtspunkte bei der Eisen- und Stahlbereitung hinführte. (Die Hauptresultate der zumeist von E. Hochstätter angestellten Versuche sind in d. Bl. S. 194 mitgeteilt.)

In dem Werke, welches durch eine grosse Anzahl nach einem genauen Maassstabe sehr schön ausgeführter geometrischer Zeichnungen in Holzschnitten enthält, werden zwar vorwaltend englische Verhältnisse berücksichtigt, aber auch allgemeinere hüttenmännische Ergebnisse kritisch beleuchtet und namentlich Angaben über die Eisenbereitung Schwedens und Preussens auf Grund von Mittheilungen der Herrn Grill und Wedding gemacht.

Aeusserst gründliche geschichtliche Entwicklungen und literarische Nachweisungen, Mittheilungen von Prioritätsstreiten, Entscheidungen der Gerichte darüber und Sonstiges, was das Buch höchst originell macht, haben dazu beigetragen, den Umfang des Werkes wesentlich zu vermehren.

Der Inhalt desselben ist der Hauptsache nach folgender:

I. Physikalische und chemische Eigenschaften des Eisens. Ein mit grosser Vollständigkeit abgehandeltes Capitel, vielfach durch Resultate aus des Herrn Verfassers Laboratorium bereichert.

II. Eisenerze. Hauptsächlich Angaben über die Natur der englischen Eisenerze und ihre Probrung (d. Bl. Nr. 24) auf maassanalytischem und trockenem Wege nach der schwedischen und englischen Methode. Analysen von vielen englischen Erzen.

III. Direkte Darstellung von geschmeidigem Eisen aus Erzen. Dieses Capitel enthält in übergrosser Ausführlichkeit theils Mittheilungen über fremdländische Prozesse (Indien, Burma, Borneo, Afrika, Madagaskar, Spanien), theils über kaum noch ausgeführte Methoden (Corsika, Stückerbetrieb in Schweden und Deutschland), theils über neuere Methoden, welche mit mehr oder weniger günstigem Erfolge in Ausführung gebracht sind, z. B. die Methode von Clay (d. Bl. 1856, Nr. 17), Renton (ibid.), Chenot (d. Bl. 1856, S. 104; 1857, S. 181; 1864, S. 194) und Yates.

IV. Indirekte Darstellung des Eisens als Roheisen aus Erzen. Detaillirte und durch Zeichnungen erläuterte Beschreibung der Hohöfen zu Congreaves und Russel Hall in Staffordshire, zu Ebbw Vale, zu Clarence-Iron-Works, von schwedischen Oefen mit ihren Nebeneinrichtungen und ihrem Betrieb, Angaben über die nordamerikanischen Anthracithohöfen; Cylindergebläse und Windberechnung; Anwendung erhitzter Luft und Einrichtung der Winderhitzungsapparate, worunter einige in Deutschland weniger angewandte, namentlich stehende ringförmige Apparate, Wirkungsweise der erhitzten Luft; Wasserformen; Analyse der Hohofengase; Theorie des Hohofenprozesses; Benutzung und Auffangung der Gichtgase; beste Hohofenform, wobei hauptsächlich die Konstruktionen von Gibbons und Parry (d. Bl. 1859, S. 107) einer Erörterung unterzogen werden; elliptische Oefen von Alger, Rchette und Kenzie; Arbeiten beim Hohofenbetrieb: Anblasen zu Ebbw Vale, Abstechen des Roheisens, Unregelmässigkeiten des Ofenganges, Analysen meist von englischen Hohofenschlacken und Roheisensorten (sollen in d. Bl. mitgeteilt werden), sonstige Hohofenprodukte; ökonomische Verwendung der Schlacken, Anwendung von gebranntem Kalk statt Kalkstein und von Kochsalz, Explosionen in Hohöfen, giftige Wirkung der Hohofengase durch Beispiele nachgewiesen; Skizzen von meist englischen Hohöfen; Dimensionen, Zusammensetzung der Chargen u. s. w. von preussischen Hohöfen nach Wedding.

Ueber das Umschmelzen des Roheisens, die Formerei und Appretur der Eisenwaaren enthält das Werk nichts.

V. Darstellung von Stabeisen aus Roheisen. Es werden zunächst die Herdfrischprozesse, zumeist nach Tunner's Werk über Stabeisen- und Stahlbereitung, beschrieben; sehr schöne Zeichnungen illustriren den Südwalser Frischprozess, bei welchem in einem Feineisenfeuer gefeintes Roheisen dem Frischfeuer flüssig zugeführt wird. Dann folgt das Puddeln, und zwar Geschichtliches, Einrichtung der Puddelöfen in Süd-Staffordshire und Südwalen, Manipulationen, Theorie des Prozesses; Doppelpuddelöfen, mechanischer Puddler, Siemen's Gaspuddelöfen, durch detaillirte Zeichnungen erläutert; Verbesserungen an Puddelöfen (Unterwind bei geschlossenem und offenem Aschenfall, Luftherhitzung), Puddeln mit Holz in Kärnten, Zerkleinern und Sortiren des Eisens; Oestlund's Prozess;

Benutzung der Ueberhitze zur Dampferzeugung; mechanische Bearbeitung der Luppen unter Hämmern, Quetschern etc.; Erzeugung der Eisensorten für den Handel (Schweissöfen mit direkter und Gasfeuerung, Walzwerke, Verzinnen des Eisenblechs etc.); Analysen verschiedener Stabeisensorten; Verarbeitung der Eisenfrischschlacken, Reparatur zerbrochener Walzen; Preise von britischem Handelseisen; Plan von den Ebbw Vale-Puddel- und Walzwerken, desgl. von den neuen Dowlais-Walzwerken.

VI. Darstellung von Stahl. Dieser wichtige Abschnitt ist verhältnissmässig kurz ausgefallen, nimmt etwa nur denselben Raum ein, wie die direkte Darstellung des Eisens aus Erzen und enthält für den deutschen Eisenhüttenmann nichts besonderes Neues. Selbst über rein englische Prozesse, wie das Bessemern, ist, was die Manipulation dabei anbetrifft, weniger gesagt, als darüber in deutschen Schriften bereits bekannt geworden; des schwedischen Bessemervfahrens ist gar keiner Erwähnung geschehen.

Der Inhalt dieses Abschnittes ist folgender:

Stahlerzeugung durch Kohlhung von Stabeisen: direkte Stahlbereitung aus Eisenerzen durch den Catalanischen Prozess, indirektes Verfahren von Chenot, Darstellung von Cementstahl, Wootzstahl und homogenem Metall. — Stahlerzeugung durch Entkohlung von Roheisen: Herdstahlbereitung, hauptsächlich nach Tunner's Werk, Darstellung von Puddelstahl (nach Riepe's Prozess, so genannt von E. Riepe, dem englischen Agenten der deutschen Erfinder des Stahlpuddelns, Lehrkind & Comp.), Modifikationen beim Stahlpuddeln, Uchatiusstahl, hämmerbares Gusseisen, Stahl aus zusammengeschmolzenem Koh- und Stabeisen, Bessemerstahl, Parry's Prozess (d. Bl. 1863, S. 16, 156), Darstellung von Gussstahl, Wirkung des Mangans bei der Stahlbereitung, Härten und Tempern des Stahls, mechanische Bearbeitung desselben, Brüniren. Tabellen über Festigkeit von Eisen und Stahl.

Am Schluss des Werkes folgt ein Abriss der Geschichte des Eisens und ein Anhang mit Nachträgen.

Stelle-Gesuch.

Ein im 33. Lebensjahre stehender Mann, der schon durch acht Jahre mit der Betriebsleitung zweier Hohöfen betraut war, der doppelten Buchführung vollkommen mächtig ist, auch über seine bisherigen Leistungen die besten Zeugnisse besitzt, sucht unter sehr bescheidenen Ansprüchen eine Stellung als Administrator, Buchhalter, Rechnungsführer, Magazineur oder Controleur, womöglich wieder bei einem Eisenwerke, da er in dieser Branche meist bewandert ist.

Geneigte Anträge unter **A. F. 1864** befördert die Expedition dieses Blattes.

Messbänder von Stahl,

empfehle den Herren Markscheidern als ein ausgezeichnetes Mittel zu Messungen über und unter Tag. Das Stahlband legt sich geradlinig auf, lässt sich gut auf- und abrollen und dehnt sich bei und durch den Gebrauch nicht im Mindesten aus. Die von mir dazu construirten soliden Gehäuse von Messing, mit harter stählerner Drehaxe und Suspension, gewähren dem Bande nicht allein allen Schutz vor Beschädigung, sondern auch eine sichere und bequeme Handhabung. Bänder 10 Lachter (à 2 Meter) lang, halte vorrätig, liefere deren jedoch auf Bestellung in beliebiger Länge und Eintheilung.

C. Osterland in Freiberg.

BERG- UND HÜTTENMÄNNISCHE ZEITUNG.

Redaction:

BRUNO KERL,

und

FRIEDRICH WIMMER,

Professor der Metallurgie

Berggeschworne und Lehrer der Bergbaukunde

an der Bergschule zu Clausthal.

Jährlich 52 Nummern mit vielen Beilagen, Tafeln und eingedruckten Holzschnitten. **Abonnements-Preis** jährlich 5 Thlr. Crt. Zu beziehen durch alle Buchhandlungen und Postanstalten des In- und Auslandes. **Original-Beiträge** sind an Einen der Redacteurs franco einzusenden und werden halbjährig — auf Verlangen auch sofort nach Abdruck — entsprechend honorirt.

Inhalt: Die Mansfelder Hüttenprozesse in ihrer Abweichung von den Ober- und Unterharzer Kupfer- und Silbergewinnungsarbeiten. Von Albrecht von Groddeck. (Forts.) — Ueber Cokesbereitung. Von Barré. (Schluss.) — Studien über den Stahl. Von de Cizancourt. — Notizen. — Stelle-Gesuche.

Die Mansfelder Hüttenprozesse in ihrer Abweichung von den Ober- und Unterharzer Kupfer- und Silbergewinnungsarbeiten.

Vom

Hütteningenieur **Albrecht von Groddeck** zu Clausthal.

(Fortsetzung von S. 191.)

Wahl der Oefen. Die Schiefer werden in Oefen von $13\frac{1}{2}$ bis 20 Fuss Höhe, die als Brillenöfen zugestellt sind, verschmolzen. Der geringe Eisengehalt der Beschickung und die dadurch bedingte geringe Eisensauenbildung gestattet es, Hohöfen anzuwenden, die in Beziehung auf Brennmaterialverbrauch niedrigeren Oefen immer vorzuziehen sind. — Bekanntlich bedingt der grössere Eisengehalt der Erze auf dem Ober- und Unterharz niedrigere Oefen.

Da eine geringe Eisensauenbildung nicht zu vermeiden ist, so wird dadurch eine Zustellung als Tiegelöfen ausgeschlossen, eine Sumpfofenzustellung ist aber noch nicht erforderlich. — Dasselbe ist auf dem Oberharz der Fall, der sehr hohe Eisengehalt der Unterharzer Erze erfordert jedoch schon eine Sumpfofenzustellung.

Ofenconstruction. In Beziehung auf Höhe, Form und Dimensionen der Oefen finden sich auf den verschiedenen Rohhütten Abweichungen. Dieselben sind durch die Verschiedenheit der zu verschmelzenden Schiefer bedingt.

Als deutliche Gegensätze stellen sich die schwer-schmelzbaren, arsenreichen und zinkarmen Schiefer der oberen Reviere den leichter schmelzbaren, zinkreichen und arsenarmen Schiefen der unteren Reviere entgegen (S. 62).

Die Schwerschmelzbarkeit der Schiefer der oberen Reviere verlangt höhere Oefen. In Beziehung auf die Abscheidung des Arsengehaltes wirkt die grössere Höhe der Oefen günstig ein. Der geringere Zinkgehalt gestattet letztere.

Die sehr zinkreichen Schiefer der unteren Reviere dagegen müssen in niedrigeren Oefen verschmolzen werden, da bei ihnen die Bildung zinkischer Ofenbrüche im reichlichen Maasse stattfindet. (Aeltere Oefen der Lautenthaler Hütte auf dem Oberharz.) Die leichtere Schmelzbarkeit und der geringere Arsengehalt ermöglichen es, ohne Uebelstände beim Schmelzen eine geringere Ofenhöhe zu wählen. Dem entsprechend haben die Mansfelder und Eislebener Rohhütten 16 bis 20 Fuss hohe Oefen, während auf der Kupferkammer- und Friedeburger Hütte die Oefen nur eine Höhe von $13\frac{1}{2}$ bis $14\frac{1}{2}$ Fuss haben.

Die verschiedenen Dimensionen der Breite und Tiefe in verschiedenen Höhen der Oefen lassen sich schwer theoretisch erklären. Sie gründen sich auf Erfahrung und Gewohnheit.

Die früher allgemein gebräuchlichen, sogenannten Kleinöfen, — das sind Oefen mit trapezoidischem, in der ganzen Höhe sich ziemlich gleichbleibendem Querschnitt, — sind neuerdings durch die sogenannten Grossöfen zum Theil ersetzt. Die Grossöfen sind ähnlich den Eisenhohöfen construirt und haben einen bedeutend grösseren cubischen Inhalt. Sie arbeiten dem entsprechend mit 2 Formen, während die Kleinöfen nur 1 Form haben. Die Grossöfen schmelzen nicht vortheilhafter in Beziehung auf Zeit und Materialverbrauch als die Kleinöfen, im Gegentheil vielleicht etwas schlechter, sie gestatten aber, bei einem verhältnissmässig kleinen Hüttenraum, eine grössere Produktion, als Kleinöfen, da erstere nahe zu dem cubischen Inhalt des Ofens proportional wächst.

Die Rohschmelzöfen. Zum Verschmelzen der Minern sind im Ganzen 31 Brillenöfen vorhanden und zwar 17 Grossöfen und 14 Kleinöfen.

Im Anfange des Jahres 1862 waren auf

der Eckardthütte . . .	7	Grossöfen	
„ Kreutzhütte . . .	4	„	
„ Oberhütte . . .	2	„	
„ Mittelhütte . . .	1	„	und 2 Kleinöfen
„ Kupferkammer . . .	2	„	2 „
„ Friedeburgerhütte . . .	—	„	4 „
„ Sangerhäuser . . .	1	„	2 „

Bau der Rohschmelzöfen. Die Hohöfen jeder Hütte liegen in einer Reihe neben einander und werden

von einem Gebäude umschlossen; ihre, aus Zechstein bestehenden Fundamente werden von einem gemeinschaftlichen Canal durchfahren. Der aus weissem Sandstein bestehende Sohlstein hat 3—5 Zoll Neigung auf seine ganze Länge. Das Gestell besteht aus ca. 2' starken Quadern rothen Sandsteins. Die Seitenwände desselben legen sich an die Hinterwand ohne besonderen Verband, um nach dem Ausblasen das Ausbrechen der Gestellsteine zu erleichtern.

Bei den Grossöfen setzt an das sich nach oben erweiternde Gestell die ebenfalls aus Sandsteinen hergestellte Rast an. Bei den übrigen Oefen ruht der aus keilförmigen Barnsteinen erbaute Schacht direkt auf dem Gestell und behält, nach der Gicht zu sich verengend, entweder die Form des Gestells bei, oder verläuft nach oben zu in die kreisrunde Form.

Bei den Kleinöfen liegt die Form an der Hinterwand; bei den Grossöfen liegen die beiden Formen gegenüber.

Je nach der Höhe des Ofens liegen die Formen 24 bis 28 Zoll über dem Sohlstein, und zwar mit einem äusserst geringen Stechen; sie haben einen runden Rüssel und bestehen aus Gusseisen. Um das Abschmelzen zu verhüten, sind sie vorn sehr stark gegossen. Bei der in dem Ofen herrschenden sehr hohen Temperatur und dadurch bedingten schwierigen Nasenführung sind die Formen dem Verbrennen leicht ausgesetzt. Man bettet sie deshalb in Lehm, den man während des Betriebes je nach Bedürfniss erneuert.

Betrieb der Oefen. — Anhängen. Das Anhängen mit Holzkohlen bietet wenig Eigenthümlichkeit dar. Wir übergehen eine Beschreibung deshalb und erwähnen nur, dass man neuerdings versucht hat, statt der Holzkohlen Braunkohlen und sogar rohe Schiefer anzuwenden.

Beschickung. Den sehr erdreichen Schiefern werden noch flussbefördernde Mittel in Gestalt von Flussspath und Concentrationsschlacke zugeschlagen. Den leichtschmelzigeren Schiefern der unteren Reviere wird Flussspath in kleinerer Quantität zugeschlagen, als den Schiefern der oberen Reviere und der durch die Sanderze noch schwerschmelzbareren Beschickung der Sangerhäuserhütte.

Die Wirkung der Concentrationsschlacke als flussbeförderndes Mittel beruht auf ihrem bedeutenden Gehalt an FeO. Zugleich wird der ca. 8 Proc. betragende Kupfergehalt der Schlacke gewonnen, indem einerseits durch die Erden oder das FeS der Beschickung GuO, resp. GuS ausgeschieden wird, andererseits der in der Schlacke mechanisch eingeschlossene Kupferstein ausschmilzt. Die Verwerthung der Concentrationsschlacke kann auf keine andere Weise vortheilhafter geschehen, da die beim Rohschmelzen erfolgende Schlacke sehr arm ist, nur ca. 0,8 Proc. Cu enthält.

Erst in neuerer Zeit wendet man diesen Zuschlag an. Die in den Jahren 1846 und 1847 zuerst angestellten Versuche mit den Rückstandsschlacken vom Schwarzkupferschmelzen wiesen das Vortheilhafte eines derartigen Zuschlages nach. Durch den Zusatz von Concentrationsschlacke wird an dem theuern Flussspathzusatz erspart, doch darf man mit ersterem nicht

zu hoch gehen, weil die Beschickung sonst zu eisenreich wird.

Auf Kupferkammer und Friedeburger Hütte, wo die leichtschmelzigeren Schiefer der unteren Reviere verschmolzen werden, beschickt man:

1 Fuder Schiefer mit 1—1½ Ctr. Flussspath und 3—3½ Ctr. Concentrationsschlacke;

auf den Mansfelder und Eislebener Hütten

1 Fuder Schiefer der oberen Reviere mit 4—5 Ctr. Flussspath und 3—4 Ctr. Concentrationsschlacke.

Auf der Sangerhäuserhütte, wo man Sanderze, Schiefer und Dach und Wäschgut zusammen verschmilzt, verbrauchte man pro Fuder Beschickung 17 Ctr. Flussspath, als man die Sanderze mit den Schiefern, dem Dach und dem Wäschgut im Verhältniss von 1:1 gattirte. (30 Ctr. Sanderze, 5 Ctr. Dach, 20 Ctr. Schiefer und 5 Ctr. Wäschgut.) Unter diesen Verhältnissen konnte man den Schlackenzusatz nicht höher, als bis zu 1 bis höchstens 1½ Ctr. steigern, ohne dass es sich in dem Ofen stark einlegte. Durch den hohen Flussspathzusatz wurde zu viel SiO₂ entfernt und dadurch die Reduktion des FeO befördert.

Gegenwärtig, wo man, um eine leichtflüssigere Beschickung zu erzielen, die Erze mit den Schiefern incl. Dach und Wäschgut im Verhältniss von 1:2 gattirt und Schiefer vom Glückaufer Revier anfahren lässt (20 Ctr. Erz, 3 Ctr. Dach, 33 Ctr. Schiefer und 4 Ctr. Wäschgut), geht man mit dem Flussspathzusatz auf 5—6 Ctr. pro Fuder herab und steigert den Concentrationsschlackenzusatz auf 3 Ctr.

Die Ersparung des theuern Flussspathzusatzes deckt die Anfuhrkosten der Schlacke vollständig, welche nämlich von der Mittelhütte bei Eisleben herbeigeschafft werden muss, wo der auf der Sangerhäuserhütte gewonnene Stein concentrirt wird. Dasselbe Verhältniss findet auf der Friedeburger Hütte statt, da man den dort gewonnenen Stein auf der Kupferkammer concentrirt.

Man hofft durch die bezeichnete Aenderung der Beschickung die Selbstkosten der Sangerhäuserhütte zu ermässigen und würde man, wenn man es haben könnte, noch mehr Concentrationsschlacke zusetzen, um an Flussspath zu ersparen.

Ausser den genannten flussbefördernden Zuschlägen setzt man die beim Schmelzprozess selbst fallenden Zwischenprodukte (Schweel, Gekrätz etc.) je nach Vorrath zu, deren geringe Menge (2,5—4 Ctr. à Fuder Beschickung) nicht besser zu Gute gemacht werden kann.

Aufgeben. Beim Aufgeben ist ein constantes Maass Brennmaterial üblich (Gichtengemäss, Kohlenlicht, je nach der Grösse der Oefen ½ bis ⅓ Tonne Cokes). Die Beschickung wird in Füllfässern à ½ Ctr. aufgetragen. Die Anzahl derselben (9—11) richtet sich natürlich nach dem Gange des Ofens.

Das Aufgeben geschieht mit Rücksicht auf die Nasenbildung in gewöhnlicher Weise. Bei den Grossöfen mit zwei gegenüberliegenden Formen kommt das Brennmaterial in die Mitte. Auf den älteren Hütten wird mit der Hand aufgegeben. Auf der Eckardthütte wirft man die Beschickung in einen Wagen von ovaler Form (aus Eisenblech bestehend), der nach Art der Gichtwagen bei Eisenhöfen auf eisernen Schienen

über die Gicht gefahren werden kann. Der Boden dieses Wagens besteht aus zwei Theilen, welche, beweglich mit Charnieren, an einer eisernen Stange befestigt sind, die in der langen Axe des Wagens festgeschraubt ist. Die beiden Theile des Bodens können mittelst einer Hebelvorrichtung nach unten geklappt werden, so dass der Inhalt des Wagens sich nach beiden Seiten hin gleichmässig entleert. Die Stellung des Wagens über der Gicht ist der Art, dass die Beschickung an die beiden Formseiten fällt. In der Mitte des Ofens bildet sich bei dieser Art aufzugeben eine länglich trichterförmige Vertiefung, in welche die Kohlen geschüttet werden.

Man lässt die Gichten ca. 3 bis 4 Fuss niedergehen und hat das Flammen der Gicht zu vermeiden. Das Blasen mit dunkler Gicht geschieht einerseits der Brennmaterialersparniss wegen, anderentheils, um chemische Reaktionen in den oberen Ofentheilen möglichst zu beschränken.

Schwefelverluste führen immer Kupferverschlackung herbei. Ist bei dem Brennen der Schiefer eine starke Röstung eingetreten, so erscheint rothe Schlacke. Man setzt, um diesen Uebelstand zu beseitigen, der Beschickung rohe Schiefer zu. Ueber den Gichtenwechsel geben beistehende Tabellen das Nöthige an.

Gichtentafel von der Eckardthütte (Kohlengicht $\frac{1}{2}$ Tonne Cokes).

Fdr.	Stunden.	Gichten.	Füllfässer.
	8	18	180
	$4\frac{1}{2}$	10	100
2	$12\frac{1}{2}$	28	280
	$10\frac{1}{2}$	19	196
	5	11	110
2	$15\frac{1}{2}$	30	300
	7	12	120
	9	17	170
2	16	29	290

Gichtentafel von der Kreutzhütte (Kohlengicht $\frac{2}{3}$ Tonne Cokes).

Fdr.	Stunden.	Gichten.	Füllfässer.
	4	7	126
	7	9	162
2	11	16	288
	5	8	144
	$5\frac{1}{2}$	9	162
2	$10\frac{1}{2}$	17	306
	7	11	198
	5	6	108
2	12	17	306

Arbeiten vor dem Ofen. Die Arbeiten vor dem Ofen sind im Wesentlichen dieselben, wie bei allen Brillenöfen.

Die Nasenführung ist bei zwei gegenüber liegenden Formen und Anwendung von Cokes sehr schwer. Bei normalem Ofengange ist die Nase 4 bis 6 Zoll lang, sie wird immer durch ein Naseneisen gehalten. Die Formen müssen oft gekühlt werden, bei kaltem Winde auf Eckardthütte 1 bis 2 Mal, bei heissem Winde auf Kreutzhütte 5 bis 7 Mal in der zwölfstündigen Schicht. Das Umstechen geschieht je nach der Grösse der Tiegel

in verschiedenen Zwischenräumen. Die Tiegel der Grossöfen (3 Fuss oberer Durchmesser, $1\frac{1}{2}$ —2 Fuss tief) fassen den aus zwei Fuder Beschickung resultirenden Stein (9—11 Ctr.), die der Kleinöfen den aus einem Fuder resultirenden Stein (4,5—5,5 Ctr.).

Der neu gemachte Herd (6 Zoll vom Auge entfernt) wird durch Schlacke abgewärmt, die man aus dem im Betriebe stehenden Herde überschöpft. Das Auge öffnet man einige Zoll (4—6 Zoll) über dem Sohlstein, damit anfangs nur Schlacke abflüsse und den Herd gehörig abwärmte, ehe der Stein kommt. Das Auge hält man, besonders beim Verschmelzen zinkreicher Schiefer, möglichst gross, damit durch die herausschlagende Flamme viel Zinkdämpfe entfernt werden.

Die zuerst abfliessende Schlacke enthält noch sehr viel Stein, da sie sich schneller abkühlt, als eine Trennung vor sich gehen kann. Sie wird als Gekrätz bei Seite gelegt. Ist der Herd erst einmal gefüllt, so sondern sich Schlacke und Stein vollständig.

Die im Tiegel stehende Schlacke wird von Zeit zu Zeit abgezogen, mit der Schaufel in einen Klumpen zusammen gerollt und dieser in die Schlackensteinform gedrückt. Der über der Spur liegenden Schlacke, so wie der letzten Schlackenscheibe hängt noch viel Stein an und sie wird deshalb ebenfalls zum Gekrätz gegeben.

Um den Stein aus dem Tiegel entfernen zu können, senkt man in ersteren, während er noch flüssig ist, einen eisernen Haken und hebt ihn an diesem, nach dem Erkalten, mittelst eines zweiräderigen Hebelwagens heraus.

Produkte vom Rohschmelzen. Die Produkte vom Rohschmelzen sind: Rohstein, Schweel und Gekrätz, Rohschlacke und Eisensauen.

Der Rohstein. Der aus dem Tiegel gehobene Rohsteinklumpen (4,5—11 Ctr.) wird zerkleinert. Wenn der Stein in Stadeln geröstet werden soll, geschieht es mit Fäusteln. Zum Rösten in geschlossenen Oefen behufs der Schwefelsäuregewinnung muss der Stein in ein grüblisches Pulver verwandelt werden. Auf der Kupferkammer zerfällt er in ein solches, wenn er noch warm mit Wasser begossen wird. Wunderbarer Weise gelingt das auf den Mansfelder Hütten nicht und es ist deshalb in der neuen Schwefelsäurefabrik bei der Eckardthütte ein Walzwerk zum Zerkleinern des Rohsteins erbaut.

Beim Zerkleinern bildet sich immer etwas sogenannter Steindreck, indem der klare Stein sich mit Sand oder Gestübbe mengt. Derselbe wird der Beschickung wieder zugetheilt.

Auf der Sangerhäuserhütte, wo man eine Aufbereitungsanstalt hat, wird der à Fuder Beschickung $\frac{1}{2}$ Ctr. betragende Steindreck gesammelt und jährlich einmal auf dem Stossherde verwaschen, wodurch er auf ca. 0,32 Ctr. à Fuder Beschickung vermindert wird.

Schweel. Wenn sich der Tiegel zuerst mit Schlacke füllt, so erstarrt letztere an Wänden. Es entsteht dadurch eine Kruste an dem Rohsteinklumpen, die abgeschlagen, immer noch Stein zurückhält.

Diese Kruste wird Schweel genannt und kommt zur Beschickung zurück.

Gekrätz, d. i. die mit Stein mechanisch gemengte

Rohschlacke, deren Entstehung und Verwerthung oben bereits angegeben ist.

Rohschlacken. Meistens dunkelgefärbte, erdenreiche Bisilikatschlacken. Sie werden zum grössten Theil zur Schlackensteinfabrikation verwendet, zum anderen Theil auf die Halde gefahren.

Eisensauen. Am unteren Theile des aus dem Tiegel gehobenen Kupfersteins findet sich öfters eine Scheibe von höchst unreinem Eisen, durch den Molybdängehalt ausgezeichnet.

(Fortsetzung folgt.)

Ueber Cokesbereitung.

Bericht über eine Reise in Belgien und Preussen im Jahre 1861.

Von

Barré, Bergingenieur.

(Mit Figuren auf Taf. III.)

(Schluss von S. 218.)

Fabry's Oefen (Taf. III., Fig. 16 und 17). Das Hauptprinzip dieser neuen Ofenkonstruktion ist, die Oefen recht enge zu machen.

Ihre Breite beträgt nur 0,40 Meter. Man erreicht hierdurch bei festen Kohlen einen sehr dichten Cokes und hat es zugleich in der Hand, auch magere Kohlen zu verarbeiten, vorausgesetzt, dass die Anfangstemperatur hoch genug ist. Diese Konstruktion hat nun aber auch den grossen Fehler, dass das Mauerwerk sehr rasch zerstört wird, und sind aus diesem Grunde diese Oefen wohl nirgends mehr in Anwendung.

Jeder Ofencomplex ist in Batterien von je 3 Oefen getheilt, die eng mit einander verbunden sind.

Die Gase des Ofens α gehen durch zwei in den Seitenwänden befindliche Oeffnungen, doch ist jeder Abtheilung ein besonderer Weg vorgezeichnet, der sich aus der Zeichnung leicht ersehen lässt. Um dem ersten Ofen eine gleiche Hitze wie den mittleren zukommen zu lassen, hat man die beiden äussersten Oefen jeder Seite folgendermaassen eingerichtet. Die Hälfte der Gase von α zieht bis in die Mitte des Ofens β und geht mit der Hälfte der Gasmenge dieses Ofens in den Canal γ , und aus diesem bis in die Mitte des Canals δ , wo sich die Esse befindet. Es werden mithin diese äussersten Oefen am stärksten erhitzt, was manchmal sehr unangenehm wird, da es vorgekommen ist, dass die Vercokung in 18 Stunden vollendet wurde und die Steine dabei schmolzen. Ein Ofencomplex besteht gewöhnlich aus 13 Oefen, 3 Batterien zu 3 und 2 Batterien zu 2 Oefen mit 2 Essen.

Oefen de la Louvière. Die zur Vercokung kommende Kohle ist $\frac{3}{4}$ fett und $\frac{1}{4}$ halbfett und wird ohne Weiteres verwandt. Das Chargiren geschieht von oben mittelst Fülltrichtern, deren Schlussplatte geöffnet wird, wenn beim Beginn der Operation sich zu dicke Dämpfe entwickeln. Die Charge beträgt 2 Tonnen und dauert 24 oder 48 Stunden, je nach der Beschaffenheit der Kohle.

Die Luft tritt durch Oeffnungen in der Thür hinzu, und durch darüber gelegene Oeffnungen, die beide

verschlossen werden können. Gewöhnlich verschliesst man sämtliche Oeffnungen 2 Stunden nach dem Chargiren. Das Ausbringen beträgt 65—70 Proc. und wird die Tonne Cokes mit 17—18 Frs. bezahlt. Das Ausladen geschieht mit der Maschine.

Smet's Oefen (Taf. III., Fig. 18, 19). Diese Oefen vereinigen mit dem Vortheile des maschinellen Ausladens den einer einfachen Konstruktion und guter Circulation der Gase, und sind jetzt in Belgien sehr verbreitet. Fig. 18 und 19 zeigen die in Châtelineau erbauten Oefen. Die Gase von α ziehen durch zwei Oeffnungen ab, die in 2 Meter Entfernung von den Thüren in der rechten Seitenwand angebracht sind. Sie circuliren darauf successiv in 2 Seitencanälen, in zwei unter der Sohle befindlichen Canälen und gehen dann direkt zur Esse. Jeder Ofen heizt also seine rechte Seitenwand und seine Sohle, während seine linke Seitenwand durch den anliegenden Ofen erhitzt wird. Für den äussersten Ofen des linken Flügels, dessen linke Seitenwand nicht so erhitzt werden kann, hat man in dieser Wand Canäle hergestellt, in denen die von der Sohle kommenden Canäle circuliren, aber es bleibt dies stets ein unvollkommenes Mittel. Durch die bei der wenn auch noch so raschen Ausladung eintretende Gasabkühlung wird es unmöglich, magere Kohlen zu vercocken. Die Luft hat freien Zutritt durch in den Thüren angebrachte Oeffnungen. Jeder Ofen ist mit 1300 Kgr. chargirt und hat die Charge eine Dicke von 0,60 Meter. Beim Beginn der Operation lässt man die der Windseite gegenüber liegenden Oeffnungen offen, bis die meisten Dämpfe verschwunden sind und verstopft dann die Oeffnungen mit Thonbatzen. Dies tritt gewöhnlich 6—7 Stunden nach dem Chargiren ein. Die Dauer der Operation ist 24 Stunden; das Ausbringen beträgt 75 Proc. und erhält man einen lichtgrauen, ziemlichen porösen Cokes. Die Anlagekosten eines Ofens betragen 600 Frs. und hat man Campagnen bis zu 10 Jahren.

Appolt's Oefen. In Betreff des Prinzips und der Konstruktion verweisen wir auf den Aufsatz der Erfinder in d. Bl. 1856, Nr. 17, 49; 1859, Nr. 11, 18, 24, und beschränken uns hier darauf, einige Details zu geben.

Oefen zu Sulzbach. Die verwandte Kohle ist zu $\frac{3}{4}$ fett und kommt von der Grube Duttweiler. Sie wird einer sorgfältigen Aufbereitung zuvor unterworfen. Das Appolt'sche System zeigt uns eine mehr oder minder grosse Anzahl von Oefen, die in einen Complex zusammengefasst sind, und von denen jeder an der Gesamthitze participirt. Es ist dies zugleich ein Vortheil und auch wieder ein Uebelstand, da die Oefen in der Mitte mehr Hitze bekommen, als die äusseren und also bei derselben Kohle einen viel dichteren Cokes liefern werden. Von Wichtigkeit ist es aber, dass auch die äusseren Oefen einen guten Cokes liefern, da zu grosse Dichtigkeit ein geringerer Fehler ist, als unvollkommene Vercokung. Indessen bleibt es, selbst wenn dies erreicht wird, ein Nachtheil, dass Cokes von verschiedener Qualität producirt wird; ein Umstand, der bei seiner Verwendung zu metallurgischen Operationen von der grössten Bedeutung ist. Als vortheilhafteste Ofenzahl hat sich nach vielen Versuchen die Zahl von 18 herausgestellt, die in 3 Reihen zu

6 gestellt sind. Die ganze Höhe des Massivs beträgt 7 Meter. Die Oefen sind 4 Meter tief, ihr unterer Querschnitt ist ein Rechteck von 0,45 Meter auf 1,25 M. und beträgt die Neigung der Wände 0,06 M. auf die ganze Höhe, ihre Dicke 0,66 M.; die Oeffnungen zum Ableiten der Gase sind unten 25, oben 4 an jeder der langen Seiten, von denen jedoch gewöhnlich nur je zwei geöffnet sind.

In den Marquises Oefen gehen die Gase zu beiden Seiten des Massivs durch 12 Canäle, 3 oben und 3 unten von jeder der langen Seiten. Je 3 münden in einen grossen Canal, so dass also 4 Canäle die Gase zu den beiden Essen führen. Neuerdings hat Herr Rexroth (d. Bl. 1860, S. 424) dies vereinfacht, dadurch, dass er nur 2 Canäle anbrachte. Das Chargiren der Oefen geschieht von oben mittelst Kippwagen und gebraucht man dabei die Vorsicht, jedesmal vorher einen Wagen Cokesklein vorzustürzen, um einem zu rapiden Wärmeverlust durch die rasch entweichenden Gase vorzubeugen.

Die Charge beträgt 1300—1400 Kilogr. und dauert 21—24 Stunden. Das Ausbringen ist 67—68 Proc. Kohle. Die Hauptübelstände der Appolt'schen Oefen sind nun folgende:

- 1) die Produktion von Cokes verschiedener Qualität
- 2) dass die Kohle sehr stark zerkleinert werden muss, weil sonst der Cokeskuchen nicht von selbst aus dem Ofen fällt, sondern von obenher heruntergestossen werden muss. Durch diese Stösse leidet dann leicht die Mauerung.
- 3) Die Art des Ausladens giebt viel Cokesklein.
- 4) Der untere Cokes ist dichter, wie der obere, durch den Druck der Charge.
- 5) Der Hauptübelstand sind die häufigen Reparaturen, wodurch der ganze Ofencomplex ausser Thätigkeit kommt.

Magere Kohlen können überhaupt in den Appolt'schen Oefen gar nicht vercoekt werden, da trotz der Enge der Oefen die Circulation der Gase und ihre Mischung mit Luft nicht regelmässig genug ist, um in den äusseren Oefen eine ausreichende Anfangstemperatur zu verursachen. Ganz fette Kohlen dürfen ebenfalls nicht verwendet werden, da die starke Hitze, der sie gleich zu Anfang ausgesetzt sind, eine zu rapide Destillation verursacht und den Cokes mürbe macht. Ausserdem würden sie durch ihr starkes Aufblähen die Wandungen sehr angreifen und ein Hängen im Ofen verursachen. Am besten eignet sich die $\frac{3}{4}$ fette Kohle, wie sie in Sulzbach verwendet wird.

Knab's Oefen (Taf. III., Fig. 20—25). Das Chargiren geschieht bei diesen Oefen von oben mittelst Fülltrichter (Fig. 20—22), in welche die Kohle aus dem Wagen *c* auf der über den Oefen herlaufenden Schienenbahn gestürzt wird. Eine zweite Schienenbahn *r*, die vorn auf dem Ofen herläuft, dient zum Heben und Senken der Thüren vor den Oefen, welche beim Heizen lutirt werden. Die Charge selbst beträgt 75 Hektol. und erzielt man ein Ausbringen von 65 bis 70 Proc. Der erhaltene Cokes ist gut, aber alle Seiten des Kuchens zeigen eine kleine Lage mürberer Cokes, welcher sich durch die rapide Destillation gebildet hat. Der Aschengehalt ist 10 Proc., da die Kohle nicht vorher gewaschen wird. Die Ableitung der Gase ge-

schieht durch ein langes Rohr *C*, (Fig. 23), welches längs der ganzen Ofenreihe hinläuft und die Gase sämtlicher Oefen in den seitlich angebrachten Extraktor (Polwer's Apparat) führt. Die Gase treten durch die Oeffnungen *t* (Fig. 23) in das Rohr *C* und kann man durch Niederlassen des Deckels *p* die Verbindung zwischen jedem einzelnen Ofen und dem Rohre *C* leicht aufheben.

Die Gase treten aus *C* in zwei grosse mit Cokes gefüllte Blechtonnen und setzen dort fast die ganze Menge ihres ammoniakalischen Wassers ab. Hierauf ziehen sie in ein Röhrensystem, aus dem von Zeit zu Zeit vertikale Röhren in Wasserbehälter führen, in welchen sich dann der Rest von Theer und Ammoniak-Wasser absetzt. Die Gase ziehen darauf wieder zu den Oefen zurück in das Rohr *T*, aus welchem wieder Röhren unter die Sohle jedes Ofens führen, wo sie sich auf einem Roste mit glühenden Cokes entzünden, die Sohle und Seitenwände erhitzen und dann in die Esse ziehen.

Wird es nothwendig, die Extraktionsapparate in Stillstand zu setzen, so müsste man die Oefen eigentlich alle öffnen, aber das würde die ganze Umgebung verpesten, weshalb man folgende Einrichtung getroffen hat (Fig. 24, 25, Taf. III.). Das Rohr *T* führt die Gase weg und setzt sich in das Rohr *T*₁ fort; *t* führt die Gase unter die Ofensohle zurück, *τ* verbindet *T*₁ und *t*; *s*, *s*₁ und *s*₁₁ sind Klappen, von denen gewöhnlich *s*₁ und *s*₁₁ geöffnet und *s* geschlossen ist, worauf dann die Gase den früher beschriebenen Weg machen. Wird der Extraktor ausgewechselt, so schliesst man *s*₁ und *s*₁₁ und öffnet *s*; alsdann wird der Theer mit den Gasen zugleich verbrannt, um die Oefen zu erhitzen.

Man erhält gewöhnlich 5 Proc. Theer und 7 Proc. ammoniakalische Wasser, die auf der Hütte selbst weiter verarbeitet werden.

W. K.

Studien über den Stahl.

Von
de Cizancourt.

Unter den vielen in der Neuzeit über die Constitution der Eisenprodukte, insbesondere des Stahls aufgestellten Hypothesen ist, wenn nicht die wahrscheinlichste, so doch die entschieden geistreichste, die des Bergingenieurs de Cizancourt; eine Hypothese, die allerdings auf den ersten Blick hier und da befremdet, aber auch wieder als Ergebniss praktischer metallurgischer Erfahrung, nicht rein theoretischer Combination, vor gewissen anderen den Vorzug zu verdienen scheint. Wir wollen in Folgendem (aus Annales des mines, 5. livr. 1863, p. 225) die wesentlichen Momente der etwas compendiösen Abhandlung hervorheben und die Studien über den Bessemerprozess, an welche sich die eigentliche Abhandlung knüpft, als schon hinlänglich beleuchtete Sache übergehen.

Der Verfasser beginnt mit der Anführung einer allerdings schon länger bekannten Thatsache: der Gegenwart von Gasen in geschmolzenem Eisen und Stahl; indess wollen wir trotzdem hierauf näher

eingehen, weil sich hieraus zunächst seine Theorie über die Constitution des Stahls entwickelt hat.

Absorption von Gasen durch flüssigen Stahl. Für eine solche sprechen nachstehende Thatsachen:

Alle Stahlsorten werfen beim Giessen weit mehr Funken, als das Roheisen und ist dies von jeher als charakteristisches Unterscheidungszeichen des Stahls angesehen worden. Diese Funken rühren von der Verbrennung kleiner Metallpartikeln her, die durch Gasblasen umhergeschleudert werden, deren Entstehung entweder am Ende des flüssigen Strahls oder in dessen ganzer Länge stattfindet. — Beim Giessen in Formen wird die Oberfläche des Metalls bis zur Erstarrung stets durch eine Gasentwicklung mehr oder weniger in Bewegung gesetzt; die Erscheinung manifestirt sich aber auf verschiedene Weise, je nach dem Charakter der Stahlsorte.

Ist der Stahl hart, so entwickeln sich Gasblasen, die Theile der geschmolzenen Masse umherschleudern und die Oberfläche senkt sich beim Erstarren und bricht endlich in der Mitte durch.

Der weiche Stahl entwickelt weit mehr Gasblasen und wällt beim Eingiessen in die Formen mächtig auf und zwar um so mehr, je weicher er ist. Beim Erstarren hingegen bewirkt die Gasentwicklung, ganz im Gegentheil zum harten Stahl, ein Steigen des geschmolzenen Metalls in den Formen, so dass man dieselbe bedecken muss, um ein Ausfließen zu verhüten. Eben so verhält sich geschmolzenes Eisen beim Bessemern.

Verbranntes geschmolzenes Eisen, das Endprodukt des englischen Bessemerprozesses steigt dagegen mit solcher Gewalt, dass es meist unmöglich ist, es in den Formen zu halten, und erfolgen oft nur hohle Formen, deren Kern sich durch eine Art Eruption entleert hat.

Das Bedecken der Formen verhindert beim harten Stahl nicht, dass sich in der Mitte ein Loch bildet, und setzt dies der Verarbeitung unter dem Hammer bedeutende Schwierigkeiten entgegen, da sich diese Partien nie vollkommen schweissen lassen, wenn sie nicht ganz frei von Oxyd sind.

Bei Stahl von mittlerer Härte hat das Verfahren mehr Erfolg, Eisen dagegen und zumal das verbrannte Eisen, machen es ganz nutzlos und lassen sich nie weiter verarbeiten.

Erklärung der oben angeführten Thatsachen. Die Eigenthümlichkeiten der harten und der weichen Stahlsorten erklären die Verschiedenheiten in den eben angeführten Erscheinungen aufs Deutlichste, und zwar beruhen sie alle in derselben Ursache: der Anwesenheit von Gasen in dem geschmolzenen Metall.

Harter Stahl nähert sich dem Roheisen um so mehr, je härter er ist, beide haben einen relativ ziemlich niedrigen Schmelzpunkt und gehen mit mehr oder weniger ausgesprochener Tendenz zum Krystallisiren plötzlich aus dem flüssigen in den festen Zustand über. Da sie also längere Zeit flüssig bleiben, so geben sie den grössten Theil der bei höherer Temperatur im Ueberschuss absorbirten Gase ab, und zwar, wenn der mittlere Theil der Gussstücke noch flüssig ist. Die dabei entstehenden Höhlungen werden durch das noch flüssige Metall in der Mitte rasch ausgefüllt, und so

kommt es, dass die Mitte selbst eine hohle, zellige Struktur bekommt. Die Krystallisation, die mehr oder weniger bei hartem Stahl eine Rolle spielt, hat zu wenig Einfluss, um Höhlungen von diesem Umfange durch Contraktion zu bilden.

Weicher Stahl, so wie Eisen haben eine verhältnissmässig hohe Schmelztemperatur und gehen beim Erstarren aus dem flüssigen Zustande durch den teigigen erst in den festen über, so dass die Gasblasen nicht entweichen können und einerseits ein Aufwallen, andererseits ein Steigen und eine Blasenbildung im Innern der Masse verursachen.

Verbranntes Eisen zeigt dieselbe Erscheinung, nur noch in erhöhtem Grade und ist zu weiterer Verarbeitung gänzlich unbrauchbar (selbstverständlich bezieht sich das eben Gesagte auf das geschmolzene Produkt, wie es beim Bessemern resultirt).

Die Existenz von Gasen in allen Stahlsorten in flüssigem Zustande ist also durch die angeführten Fakta bewiesen. Zum Theil können diese absorbirten Gase durch die Krystallisationskraft in dem festgewordenen Metalle zurückgehalten werden, aber der grösste Theil entweicht und erschwert so die Operationen beim Giessen bedeutend.

Die entstandenen Höhlungen setzen dem Schweißen und der weiteren Verarbeitung der Produkte um so mehr Schwierigkeiten entgegen, je niedriger die Kohlensstufe des betreffenden Produktes ist, und muss noch bemerkt werden, dass die Möglichkeit einer Einwirkung der atmosphärischen Luft auf die hohlen Partien nicht ausgeschlossen werden darf, wodurch stets die Schweissung erschwert und sogar unmöglich gemacht werden muss, wenn diese Einwirkung bei Rothglühhitze stattgefunden hat.

Untersuchung der Gase. Nach dem Giessen sieht man in den meisten Fällen aus den Spalten der Barren blaue Flammen hervorbrechen, die man auf den ersten Blick für Kohlenoxyd halten muss und zu der Vermuthung führen, der grösste Theil der im Stahl enthaltenen Gase bestehe aus Kohlenoxyd.

Man könnte nun einwerfen, dass diese Entwicklung von Kohlenoxyd durch das Schwärzen der Gussformen bedingt sei, indessen wiederholt sich dieselbe Erscheinung beim Giessen des Stahls in Sand. Wir wollen indess noch weiter gehen, um keinen Zweifel an der Existenz von Gasen in dem geschmolzenen Stahl zu lassen.

Beim Ausgiessen einer Flüssigkeit wird stets durch den herabfallenden Strahl eine gewisse Menge Gase mitgerissen und ist dies beim Wasser schon ziemlich merklich, während wir bei flüssigem Stahl und Eisen dasselbe nur in sehr geringem Maasse annehmen können, da die Gasentwicklungen bei diesen dieselbe bleibt, ob man aus grösserer oder geringerer Höhe herabgiesst. Jedenfalls darf diese Einwirkung aber nicht gänzlich ausgeschlossen werden.

Eisensilikate und zumal die basischen besitzen die Eigenschaft, im flüssigen Zustande Gase zu absorbiren und sie im Augenblicke des Erstarrens wieder abzugeben. Es ist nun allerdings möglich, dass eine kleine Menge Silikat in die metallische Masse mit übergeht, aber jedenfalls ist diese Menge zu gering, um die oben erwähnten Erscheinungen bedingen und er-

klären zu können. Ausserdem giebt schon die Verschiedenheit der spec. Gewichte den Beweis an die Hand, dass keine solche Einwirkung ganz ausgeschlossen werden muss, zumal, wenn das Ausfliessen durch den Boden der Giesskelle stattfindet.

Wir wollen nun die Beschaffenheit der Gase nach ihrem Ursprunge zu erforschen suchen.

In den Tiegeln, in welchen schon fertig gebildeter Stahl ohne Zusätze verschmolzen wird, können nur folgende Gase vorkommen: 1) die, welche durch die Oeffnung des Tiegels Zutreten; 2) die, welche der Stahl beim Schmelzen selbst entwickelt und 3) die, welche durch die Reaktion der beiden vorhergehenden auf einander entstehen.

a) Die Gase, die in die Tiegel eindringen können, entwickeln sich in der oberen Partie des Schmelzherdes und bestehen aus Kohlenoxyd und Kohlensäure, beide mit Stickstoff gemengt, und aus atmosphärischer Luft. Ist nun das Absorptionsvermögen des Stahls für sämtliche gleich gross, so werden sie in derselben relativen Menge, wie sie sich entwickeln, auch absorbirt.

b) Der Stahl selbst entwickelt Gase beim Schmelzen, da sich eben durch das Schmelzen seine Constitution ändert: denn aller Stahl wird durch Umschmelzen weicher, wenn nicht kohlehaltige Substanzen zugesetzt werden. Dieses Weichwerden beruht also nur auf einem Verluste an Kohlenstoff und dieser kann nur als Kohlenoxyd entweichen, wie beim Bessemern mit Evidenz nachgewiesen wurde.

c) Die Reaktion der so entstandenen Gase kann keine andere sein, als die, den Kohlenstoffgehalt der Gase, die atmosphärischen Ursprungs sind, zu erhöhen, indessen lassen sich hieraus weiter keine Schlüsse auf die ursprüngliche Natur der Gase ziehen.

Wir sehen also, dass eine derartige Untersuchung zu keinem genauen Resultate führt, wenn wir auch die wichtige Thatsache hiermit festgestellt haben: dass die vom Feuerherde kommenden Gase noch nicht mit Kohlenstoff gesättigt sind, wenn sie mit dem Stahl in Berührung treten.

(Schluss folgt.)

Notizen.

Durchschlag des Ernst-August-Stollns am Oberharze.

Am 22. Juni d. J., Nachmittags 4 Uhr, verkündigten Böllerschüsse, Glockengeläute und Hörnerschall den Bewohnern von Clausthal und Zellerfeld den (in der vorigen Nummer bereits angekündigten) Durchschlag des Ernst-August-Stollns. Es betrug am Durchschlagspunkte — zu Ehren des Markscheiders Borchers sei's gesagt — die Sohlendifferenz von Ort und Gegenort nur 0,06 Zoll und die Richtungsdivergenz 0,75 Zoll.

Amerikanisches Pochwerk. — Bei den Pochwerken am Oberrhein ersetzte der Ingenieur-Mechaniker Hodge den gewöhnlichen Hebarm durch zwei excentrische Räder, welche den eisernen Stempelschaft an seinen beiden entgegengesetzten Seiten erfassen, zwischen sich einklemmen, heben und von einer bestimmten Höhe wieder fallen lassen. Ungeachtet der wechselnden Stärke der zu zerstampfenden Erzschiefer werden bei dieser Einrichtung die Stempel aus unveränderten Höhen herabfallen, da sie in verschiedenen Höhen ergriffen, aber immer auf gleiche Höhe gehoben werden. Um das Abschleifen der in Berührung kommenden Metallflächen unschädlich zu machen, ist am Stempelschaft oberhalb der Excentriks eine Verstärkung — ein sogenanntes Kinnstück angebracht. Um zu verhüten, dass zufolge der Abnutzung des Schuhes der ganze Stempel zu viel am Gewichte verliere und die Kinnstücke an zu sehr von einander entfernten Punkten ergriffen werden, ist unter dem Schuhschuh eine Sohle von Gusseisen befestigt, welche man ersetzt, wenn sie abgenutzt ist.

Am Oberrhein ist noch eine andere Art von Pochwerken durch den Ingenieur Ball in Anwendung gekommen. Hierbei sind die Stempel wahre Dampfhammer, unterscheiden sich aber von den bei Eisenwerken gebräuchlichen dadurch, dass sie nach jedem Fall durch eine gewisse Reibung an der Umfläche um ein Bestimmtes um ihre Axe gedreht und dadurch an den Schuhen gleichmässiger abgenutzt werden. Ein solcher Schuh hat das enorme Gewicht von 24 bis 26 Ctrn.; der Pochtrog ruht der heftigen Stösse wegen, die er zu erleiden hat, auf Kissen von vulkanisirtem Kautschuk. Mit einem aus zwei Hämmer bestehendem Pochsatz zerkleinert man in 24 Stunden 140 bis 150 Tonnen (à 20 Ctrn.) Erz. Ob die Zerkleinung mit so schweren Stempeln eine zweckentsprechende ist, mag in Frage bleiben; jedenfalls wird ein solches Pochwerk ganz bedeutend hohe Herstellungs- und Unterhaltungskosten erfordern.

Reinigung des Steinsalzes. — Versuche, auf dem Steinsalzbergwerke zu Stassfurt durch Ventilation das gemahlene Salz von Anhydrit zu reinigen, sind wegen des unbefriedigenden Ergebnisses wieder eingestellt worden.

Unglücksfälle mit Bickford'schen Zündern. — Im Reviere Aachen (Oberbergamtsbezirk Bonn) sollen mehrere Unglücksfälle dadurch entstanden sein, dass die allgemein angewandte Bickford'sche Zündschnur beim Besetzen der Bohrlöcher durch den eisernen Stampfer verletzt und der Schuss dabei entzündet wurde. (Preuss. Zeitschrift für das Berg-, Hütten- und Salinenwesen.)

Setzmaschinen. — Seit längerer Zeit hat man in vortheilhaftester Weise in mehreren Gegenden (am Rheine, Harze, in Schlesien) bei Setzmaschinen die Bewegung auf den Kolben mittelst Kurbel und Schleife übertragen, wodurch bei sehr ruhiger Bewegung ein abwechselnd beschleunigter und verlangsamter Gang entsteht.

Für Feinkornmaschinen mit geringem Hube giebt man Gummipuffern, welche beim Aufgange des Kolbens zusammengepresst werden und beim Niedergange den Stoss durch Reaction hervorbringen, den Vorzug.

Eine neue Sorte Sprengpulver, welche die Firma Gebr. Krebs & Comp. in Deutz unter dem Namen „Lithofracteur“ fabricirt, wird seit einiger Zeit mit gutem Erfolge beim Steinbruchbetriebe verwendet.* Es explodirt langsamer, als gewöhnliches Sprengpulver, zerreisst das Gestein weniger, sondern löst es in grossen Blöcken ab. Der Centner dieses Pulvers kostet 13 Thlr.

Versuche mit sogen. Xilodin, einer hellfarbigen Sprengmasse, angestellt auf Gruben des Revieres Kettwig (O.-B.-A.-Bez. Dortmund), haben ein vortheilhaftes Ergebniss nicht geliefert.

* Auch in Wetzlar fabricirt man unter dem Namen „Steinbrech“ ein Pulver zu gleichem Zwecke. Dasselbe besteht nach Dr. Streng (vergl. Nr. 11, p. 90 d. Bl.) aus 18,71 Lohe, 11,77 Schwefel, 66,68 Natronsalpeter und 2,81 Wasser; und wird gegenwärtig gemengt mit gewöhnlichem Pulver veruchsweise in den Harzer Gruben angewendet.

Versuche mit Schiessbaumwolle, welche zu Stassfurt in der Absicht unternommen wurden, die Verunreinigung des Salzes durch Pulverschleim zu vermeiden, sind wegen der durch vorzeitiges Losgehen der Schüsse entstehenden Gefahr alsbald wieder aufgegeben worden.

Tränkung der Hölzer. — Im Reviere Weissenfels (O.-B.-A.-Bez. Halle) benutzt man zum Tränken der zur Gruben-zimmerung vorgerichteten und zum Einbau auf Hauptstrecken von längerer Dauer bestimmten Hölzer das bei der Fabrikation von Photogen aus Braunkohlen abfallende Kreosotöl. Man senkt die Hölzer in ein gemauertes Bassin ein, in welchem die Kreosotölmasse durch Wasserdampf erhitzt wird. Nach einiger Zeit wiederholt man die Tränkung bei niedrigerer Temperatur. So weit die jetzigen Erfahrungen reichen, widersteht das so zubereitete Holz der Fäulniss ziemlich gut, entwickelt aber einen äusserst starken und unangenehmen Geruch. Eine ausgedehntere Anwendung dieses Tränkungsverfahrens wird man sich dieserhalb nicht versprechen können.

Das auf der fiskalischen Braunkohlengrube bei Tollwitz im Gebrauch stehende Tränken mit Soole zeigt sich für Betriebspunkte, an welchen es mehr als lange Dauer, als auf Abhalten starken Druckes ankommt, fortwährend vortheilhaft. Dies dürfte das Ergebniss fast aller Tränkungsarten sein.

Ausbau in Eisen. — Auf der Steinkohlengrube Duttweiler-Jägersfreude bei Saarbrücken sind in einer Diagonalstrecke an einer sehr druckhaften Stelle in ausziehenden Wettern vier Thürstockgeviere eingebaut worden, deren Thürstöcke aus Gusseisen und deren Kappen aus alten Eisenbahnschienen bestehen; beide Theile haben die Tragkraft von 8zölligem Eichenholz. Die gusseisernen Thürstöcke besitzen im Allgemeinen die Querschnittsform der breitbasigen (oder Vignol-) Schienen; die schmale, gegen den Stock gekehrte Seite ist $2\frac{1}{2}$ Zoll breit, $\frac{1}{2}$ Zoll stark, die Mittelrippe 3 Zoll hoch, die innere Seite 4 Zoll breit und $\frac{9}{16}$ Zoll dick. Ueber die Dauer und Haltbarkeit dieses Ausbaues lässt sich selbstredend noch kein Urtheil fällen; die Kosten gegen Holz verhalten sich wie 7:3. (Preuss. Zeitschr.)

Elektrische Signalvorrichtung ist seit dem 1. Decbr. 1862 auf der Steinkohlengrube „von der Heydt“ bei Saarbrücken im Betriebe. Bei der hier in Anwendung stehenden maschinellen horizontalen Seilförderung erfolgte früher das Signalisiren stationsweise durch Uebertragung des Signals mittelst eines in den Streckenfirsten über Rollen laufenden Eisendrahts. Derselbe wurde von einem Ende angezogen und setzte dadurch einen am andern Ende gegen eine Glocke schlagenden Hammer in Bewegung. Bei einer Länge von 900 Lachter waren 3 Stationen eingerichtet und ausserdem, um nach beiden Richtungen hin signalisiren zu können, zwei Signälzüge in der Strecke eingebaut. Diese Einrichtung erforderte, abgesehen von mancherlei Mängeln, im Jahre (300 Arbeitstagen) einen Kostenaufwand von 1035 Thlr. an Löhnen für die Signalgeber. Die neue Einrichtung kostet im Ganzen 884 Thlr., macht die Signalgeber überflüssig und wird daher in $10\frac{1}{4}$ Monaten durch die Betriebsersparnisse gedeckt sein. Sie gestattet von jeder Stelle der Strecke aus ein beliebiges Signal zu geben und ist zu diesem Zwecke in angemessenen Abständen mit Auslösetasten und Ausrückvorrichtung versehen. Als elektrischer Motor wird eine Meidinger'sche Zinkkupferbatterie mit 13 kleinen Elementen von 5 Zoll Höhe und 3 Zoll Weite angewendet. Zur Leitung dient ein an der Streckenfirste mittelst eiserner Klammern befestigtes Telegraphenseil, bestehend aus vierfacher Kupferlitze mit doppelter Guttaperchahülle und überspinnen mit Eisendraht. (Preuss. Zeitschr.)

Karmarsch, Beitrag zur Kenntniss und Geschichte des Aluminiums. — Bei der technischen Anwendung des Aluminiums verdienen folgende Eigenschaften desselben besondere Rücksicht: das geringe specifische Gewicht (Verwendung zu optischen Gegenständen, elektr. Telegraphen, Wagbalken,

Blasinstrumenten, Degengriffen, Säbelscheiden etc.), so wie Unveränderlichkeit an der Luft, namentlich unter Einwirkung schwefelhaltiger Ausdünstungen und seine Unschädlichkeit für die menschliche Gesundheit, die es zu Speisegeräthschaften anwendbar machen. Das Aluminium lässt sich zu feinen Drähten ziehen, galvanisch vergolden, löthen, Kupfer damit plattiren und giebt mit 90—95 Proc. Kupfer eine für viele Zwecke anwendbare goldähnliche Bronze. Kraut und Sauerwein fanden in verschiedenen Stücken Aluminium 1,67—2,40 Proc. Eisen und 0,04—0,25 Proc. Silicium, in einer zu Löffeln angewandten Aluminiumbronze 99,1 Cu, 9,6 Al, 0,4 Fe und Spr. Pb. — 1 Zollpfund rohes Aluminium kostet etwa $17\frac{1}{2}$ — $17\frac{3}{4}$ Thlr., Aluminiumbronze je nach dem Aluminiumgehalt 1 Thlr. 20 Ngr. bis 2 Thlr. 12 Ngr. das Pfund. (Mitth. d. Hannov. Gew.-Ver. 1863, Hft. 6, S. 327.)

Stelle=Gesuch.

Ein theoretisch und praktisch gebildeter Eisenhüttenmann, der 12 Jahre als Betriebsschichtmeister an einem der grössten Walzwerke und 2 Jahre als Betriebsverwalter bei Hohöfen grösster Dimensionen angestellt war, sucht anderweitiges Unterkommen. Gef. Offerten werden unter der Chiffre **A. B. Z.** durch Vermittlung der Verlagshandlung dieser Zeitung franco erbeten.

Ein im 33. Lebensjahre stehender Mann, der schon durch acht Jahre mit der Betriebsleitung zweier Hohöfen betraut war, der doppelten Buchführung vollkommen mächtig ist, auch über seine bisherigen Leistungen die besten Zeugnisse besitzt, sucht unter sehr bescheidenen Ansprüchen eine Stellung als Administrator, Buchhalter, Rechnungsführer, Magazineur oder Controleur, womöglich wieder bei einem Eisenwerke, da er in dieser Branche meist bewandert ist.

Geneigte Anträge unter **A. F. 1864** befördert die Verlagshandlung dieses Blattes.

Messbänder von Stahl,

empfehle den Herren Markscheidern als ein ausgezeichnetes Mittel zu Messungen über und unter Tag. Das Stahlband legt sich geradlinig auf, lässt sich gut auf- und abrollen und dehnt sich bei und durch den Gebrauch nicht im Mindesten aus. Die von mir dazu construirten soliden Gehäuse von Messing, mit harter stählerner Drehaxe und Suspension, gewähren dem Bande nicht allein allen Schutz vor Beschädigung, sondern auch eine sichere und bequeme Handhabung. Bänder 10 Lachter (à 2 Meter) lang, halte vorrätig, liefere deren jedoch auf Bestellung in beliebiger Länge und Eintheilung.

C. Osterland in Freiberg.

Rechnungsführerstelle gesucht.

Ein erfahrener Geschäftsmann in gereiften Jahren, dem die besten Empfehlungen zur Seite stehen und welcher das Rechnungswesen gründlich versteht, sucht zu baldigem Antritt eine Stelle als Rechnungsführer oder dergl. bei einer Bergwerksverwaltung. Nähere Auskunft ertheilt Herr Buchhändler Hülsemann, Firma Nestler & Melle in Hamburg.

BERG- UND HÜTTENMÄNNISCHE ZEITUNG.

Redaction:

BRUNO KERL,

und

FRIEDRICH WIMMER,

Professor der Metallurgie

Berggeschwornen und Lehrer der Bergbaukunde

an der Bergschule zu Clausthal.

Jährlich 52 Nummern mit vielen Beilagen, Tafeln und eingedruckten Holzschnitten. **Abonnements-Preis** jährlich 5 Thlr. Crt. Zu beziehen durch alle Buchhandlungen und Postanstalten des In- und Auslandes. **Original-Beiträge** sind an Einen der Redacteure franco einzusenden und werden halbjährig — auf Verlangen auch sofort nach Abdruck — entsprechend honorirt.

Inhalt: Ueber die Lagerung und Bauwürdigkeit des Kupferschieferflötzes im Herzogthum Anhalt. Von C. von Albert. — Die Mansfelder Hüttenprozesse in ihrer Abweichung von den Ober- und Unterharzer Kupfer- und Silbergewinnungsarbeiten. Von Albrecht von Groddeck. (Fortsetzung.) — Salzausblühen im Torf. Von B. Turley. — Ueber die Produktion von Gold, Kupfer und Eisen in den Krons-Berg- und Hüttenwerken des Uralgebirges in den J. 1860 u. 1861. Von H. von Jossa. — Neuere Konstruktion von Puddelmashinen auf dem Eisenwerke zu Closmortier. Von Lemut. — Volumetrische Eisenprobe. Von M. Mittentzwey. — Rachtetischer Bleiöfen zur Altenauer Silberhütte. — Correspondenz. — Notizen. — Stelle-Gesuch.

Ueber die Lagerung und Bauwürdigkeit des Kupferschieferflötzes im Herzogthum Anhalt.

Von

C. von Albert aus Bernburg.

Das Vorkommen des Kupferschieferflötzes, auf welchem der Bergbau der Mansfelder Gewerkschaft umgeht, ist in Anhalt bereits seit den 60er Jahren vorigen Jahrhunderts bei dem Dorfe Wohlsdorf in den damals Cöthenschen Landestheilen bekannt, und hat im Jahre 1764 zur Eröffnung eines Bergbaues mit Hüttenbetrieb, dessen Reste in Schiefer- und Schlackenhalden sich heute noch in der dortigen Gegend vorfinden, geführt. Der damalige fiskalische Bergbau beschränkte sich indess, wegen der ungenügenden Mittel, welche für die Wasserhaltung, die durch Handpumpen und Rosskünste getrieben werden musste, zu Gebote standen, nur auf das unmittelbar Ausgehende des Flötzes, und ist höchstens bis 5 Lechr. unter Tage fortgeführt. In Verbindung mit dem damals, wie die Beschaffenheit der alten Schlackenhalden bekundet, gleichfalls höchst mangelhaften Hüttenbetriebe, der durch die unzureichenden und unbequemen Communicationsmittel zur Beschaffung des erforderlichen Materials noch sehr erschwert ward, kam daher das ganze Unternehmen, vielleicht auch in Folge der, durch den Krieg zerütteten Handelsverhältnisse, bald zum Erliegen. Ueber die Vortheilhaftigkeit des Unternehmens liegen indess überraschende, aktenmässige Nachweise vor, welche bekunden, dass, nachdem das Betriebsdecret erst im October 1764 erlassen, Bauholz zum Betriebe erst 1765 verschrieben, und trotzdem, dass der Bau selbst doch erst geraume Zeit in Anspruch genommen haben muss, schon 1767 nach Hamburg 500 Ctr. Kupfer geliefert worden sind.

In neuerer Zeit sind nun, theils durch die Bemühungen einer neu gebildeten Aktien-Gesellschaft zu Bernburg, theils in anderer Weise Aufschlüsse gemacht, welche eine nähere Kenntniss der Lagerung des Flötzes gestatten und einen Schluss auf die Verbreitung desselben auf Anhaltischem Territorium mit genügender Sicherheit ziehen lassen. Es lässt sich hierbei von der Lagerung des Kupferschieferflötzes im Mansfeldischen ausgehen, von welchem das in Anhalt auftretende Flötz als eine bedeutende Fortsetzung erscheint.

Die Mansfelder Lagerung wird getrennt in eine nördliche und südliche. Beide liegen in dem grossen, durch das norddeutsche Gebirgssystem gebildeten, nach Nord-West hin offenen Meeresbecken, in dessen süd-östlichem Theile der Harz sich erhebt und eine Trennung des grossen Beckens in zwei kleinere, das Magdeburg-Halberstädter und das Thüringer Becken, veranlasst. Für die vorliegende Betrachtung ist nur das letztere wichtig. Dasselbe ist gegen Nord-West hin, von woher die Meereswasser kamen, offen und zeigt eine allmählig zunehmende Verengung nach Süd-West. Die Begrenzung ist kurz folgende:

Im Süden tritt der nördliche Rand des Harzes scharf abschneidend bis Walbeck auf, von wo sich ein Rücken von Rothliegendem mit Zechstein in östlicher Richtung auf Gröbzig hinzieht. Von hier ab wendet sich der Rand des Beckens durch die Formation der Grauwacke und des Rothliegenden bezeichnet nach Norden über Wohlsdorf, Kalbe bis Magdeburg. Zwischen Magdeburg und Flechtingen bildet der Magdeburg-Alvenslebener Gebirgszug die Nord-West- und Nord-Grenze. Im Osten sind durch den Einfluss des rheinischen Gebirgssystems die Lagerungsverhältnisse gestört und deshalb Grenzen nicht zu bezeichnen (vid. Karsten's Archiv, Bd. XVI.).

In dem engeren südöstlichen Theile des Beckens ist das Kupferschieferflötz abgelagert und kennzeichnet durch sein Auftreten genau den Rand desselben. Man findet das Ausgehende des Flötzes in einigen Punkten längs des Nordrandes des Harzes, an den sich die Formationen des Rothliegenden, Zechsteins, bunten Sandsteins etc. mit stets nach Nord-Ost, d. h. dem Innern des Beckens zu gerichteten Fallen anlegen. Bei Ballenstädt beginnt das Rothliegende aufzutreten, welches mit einer in östlicher Richtung fortgehenden

Erhebung die schon erwähnte, südliche Begrenzung des Beckens von Walbeck bis Cönnern und Gröbzig macht und an seinem Nord- wie Südabhange das Kupferschieferflötz mit stets nach dem Innern des Beckens zu gerichteten Fallen mit sich führt. Durch die Baue, welche die Mansfelder-Gewerkschaft hier seit Jahrhunderten führt, ist dies regelmässige Verhalten des Flötzes, so wie seine Lagerung daselbst bekannt, und soll in Nachstehendem seine Erstreckung nur da verfolgt werden, wo es in dem nördlichen, dem Magdeburg-Halberstädter Becken angehörigem Zuge bei Nelben über die Saale geht und in seiner Fortsetzung in Anhaltischem Gebiete sich wieder findet.

Jenseit Nelben, auf dem rechten Saalufer, tritt der erwähnte Flötzzug zunächst an den Saalbergen auf, wo es durch den früheren Rothenburger Bergbau bis unter den Saalspiegel abgebaut ist. Von den Saalbergen ab zieht es sich mit einem Streichen nach Ost-Süd-Ost über Cönnern, Golbitz nach der Dornitzer Hütte zu. Zwischen Cönnern und letzterem Punkte ist das Flötz als ausgezeichnet bauwürdig befunden und durch den alten Gollwitzer Bergbau am Ende des 17. Jahrhunderts mit bedeutenden Rosskünsten und einer Stollanlage an der Fuhne bis in grosse Tiefe abgebaut. Den alten, sichern Nachrichten zufolge ist dieser Bergbau einer der ergiebigsten gewesen. — In der Nähe der Dornitzer Hütte ist die Lagerung des Flötzes durch eine Hauptverdrückung gestört. Der bunte Sandstein zieht sich bald an das Rothliegende heran und das Flötz verschwindet, bis es auf eine Entfernung von $1\frac{1}{2}$ Stunde am Neck'schen Busche unweit Schlettau mit Stinkstein-Kalken, in denen Steinbrüche liegen, wieder hervortritt. In seiner fernern Erstreckung, mit der es an der Fuhne in Anhaltisches Gebiet tritt, wird es durch jüngere Tertiärgebirgsformationen mit Braunkohlenablagerungen auf grössere Entfernung verdeckt und kommt erst bei Wohlsdorf im Anhaltischen, zugleich mit Zechstein und nach Morgen hin angelagertem Rothliegenden und Grauwacke wieder zu Tage. Es erregte dieser Punkt schon zu Anfang dieses Jahrhunderts die Aufmerksamkeit bedeutender bergmännischer Autoritäten, und wenn man auch der Ansicht war, dass das Hervortreten des Flötzes in Folge einer Erhebung des Grundgebirges nur ein isolirtes sei, welches nachhaltigen Bau nicht gestatte, so glaubte man doch dies für die passendste Stelle, um von hier aus das gänzlich unbekannte Feld bis zur Dornitzer Hütte hin verschliessen und untersuchen zu können, in welchem eine Bauwürdigkeit des Flötzes, mit Rücksicht auf die Reichhaltigkeit der Gollwitzer Reviere bestimmt vermuthet ward. Es haben indess diese Ansichten keine praktische Verwerthung gefunden und sie stellen sich auch, was die Bauwürdigkeit des Schiefers beim Orte Wohlsdorf selbst anlangt, nach den neuesten Aufschlüssen als unrichtig heraus.

Daselbst hat die, auf Veranlassung des Majors von der Heyden in Bernburg neuerdings gebildete Gesellschaft zwei Versuchsschächte abteufen lassen, von denen der erste, dicht an der Cöthen-Bernburger Eisenbahn gelegen in p. p. 12 Leht. Teufe das Flötz mit dem Streichen h. 11 und 8° nordwestlichem Einfallen, der zweite bei dem Orte Wohlsdorf in 13 Leht. Teufe das Flötz mit demselben Streichen und Fallen

in vorzüglicher Ausbildung und voller Regelmässigkeit getroffen hat. Nach Angaben von Mansfelder Kläubern ist das Flötz 6—8 Zoll bauwürdig und dadurch ausgezeichnet, dass sich ein reich und schön ausgebildeter Lothen zeigt, welcher, wie bekannt, eine Eigenthümlichkeit des nördlichen Mansfelder Flötzzuges ist. Der Metallgehalt der Schiefen ist durch mehrfache Analysen durchschnittlich höher an Kupfer als die Mansfelder Schiefen und vorläufig noch um etwas geringer an Silber erfunden worden. In Bezug hierauf ist das höchst variirende Resultat mehrfacher in Eisleben mit dem aus den Schiefen erhaltenen Rohstein ausgeführten Untersuchungen wegen stattgehabter Unregelmässigkeiten bei Versand der Schiefen nicht als normal anzusehen. Es sind erst später Analysen einzelner Schiefersorten geliefert, welche Anhaltspunkte für Bestimmung des Kupfer- und Silbergehalts der einzelnen Lagen des Flötzes ergeben. Leider ist aber durch diese Art der Untersuchung die Angabe eines wahren Durchschnittsgehalts nicht möglich geworden und muss die Auffindung desselben späteren Arbeiten vorbehalten bleiben. Die ausgeführten Analysen ergaben:

I. Ausgeführt im Laboratorium zu Clausthal.

	Nr. 1. Oberkopf.	Nr. 2. Kochschaale.	Nr. 3. Unterkopf.
Kupfer	1,18 Proc.	2,27 Proc.	0,944 Proc.
Silber	0,0016 „	0,01 „	0,0016 „

II. Ausgeführt von mir im Laboratorium zu Clausthal, in Nr. 1 auf Kupfer und Silber, in Nr. 2 auf Kupfer:

	Nr. 1. Kopf.	Nr. 2. Lochen.
Bitumen	20,0 Proc.	—
Kupfer	3,6 „	2,86
Silber	0,00108 Proc.	—
Eisen	5,0 Proc.	—

III. Ausgeführt vom Medicinalrath Dr. Bley in Bernburg, ohne Bezeichnung der Schiefersorten:

	Nr. 1.	Nr. 2.	Nr. 3.
Bitumen	18,0 Proc.	17,0 Proc.	18,0 Proc.
Kupfer	2,8 „	1,9 „	4,5 „
Eisen	5,4 „	1,5 „	3,0 „

IV. Ausgeführt von Herrn Hausmann in Braunschweig auf Silber:

	Nr. 1.
Silber	0,012 Proc.

Nimmt man nun den Durchschnittsgehalt der Mansfelder Schiefen auf 2,5 Proc. Kupfer an und in einem Centner dieses Kupfers 16 Lth. Silber, so entspricht letzteres einem procentalen Silbergehalte von 0,013 Proc. Demgemäss würde sich zwischen beiden Schiefen ein ziemlich gleiches Verhältniss ergeben, was mit zunehmender Teufe, wo erfahrungsmässig der Silbergehalt grösser wird, sich mindestens als immer gleichmässiger herausstellen würde. Bei der vorzüglichen Ausbildung und Regelmässigkeit des Flötzes, welche nach Freiesleben sehr für guten Metallgehalt spricht (vid. Freiesleben, Geognostischer Beitrag zur Kenntniss des Kupferschiefergebirges, Bd. III., p. 99), ist im Allgemeinen daher dieses Vorkommen als ein höchst günstiges zu bezeichnen, und werden, da ausserdem bei sehr bequemer Lage an der Eisenbahn die Materialien für Bergbau und Hüttenbetrieb leicht beschafft werden

können, einem Bergbau, welcher die Kupferschiefergewinnung zum Gegenstande hat, nur sehr gute Ausichten zu geben sein.

Das Einfallen des Flötzes bei Wohlsdorf, so wie das der anlagernden Gebirgsschichten, zeigt, ganz der Lagerung am Rande des oben besprochenen Beckens gemäss, die Richtung nach dem Innern zu, während sein Streichen genau der Begrenzungslinie folgt, welche oben für den östlichen Theil des Beckens angegeben ist. Diese Regelmässigkeit der Lagerung ist nicht allein in den, mit den Versuchsschächten durchsunkenen Gebirgsschichten beobachtet, sondern auch südlich von Wohlsdorf und nördlich von Körnigk und Dohndorf an den untersten Lagen des bunten Sandsteins wahrgenommen, welche dort, bei Anwesenheit aller bis dahin überlagernden Tertiärschichten ein westliches und südwestliches Fallen besitzen. Diese Fallrichtung scheint anzudeuten, dass das Flötz hier, nach Süden hin, eine geringe östliche Wendung macht, und würde dann eine geringe Einbuchtung des Meeresbeckens an dieser Stelle anzunehmen sein, deren Ränder im weiteren Verlaufe mit dem bei Schlettau auftretenden Zechstein wieder in Verbindung treten.

Unter den angegebenen Verhältnissen war es zu erwarten, dass das Kupferschieferflötz in seinem Erstrecken ausharren würde, und hatte man seine Aufmerksamkeit auf einen Punkt gerichtet, an welchem 1 Stunde nördlich Wohlsdorf, bei dem Neunfinger, das Auftreten von Zechstein schon länger bekannt gewesen war. In der Strecke zwischen Wohlsdorf und dem Neunfinger waren wegen der überlagernden Diluvial- und Alluvialgebilde Aufschlüsse nicht möglich; an letzterem Orte ist indess bei Gelegenheit eines Wasserstreckenbetriebes das Flötz in 4,5' unter Tage querschlägig durchfahren worden. Auch hier fand sich eine regelmässige Ausbildung des Flötzes, das mit dem Str. h. 2 und 9° 45' westlichem Einfallen sich dem Verhalten anschliesst, welches alle Gesteine am Rande des Magdeburg-Halberstädter Beckens besitzen. Nördlich des Neunfinger sind weitere Aufschlüsse, welche das Vorhandensein des Flötzes oder seiner begleitenden Gesteine nachgewiesen, nicht gemacht. Jedoch erscheint aus dem Verhalten des bunten Sandsteins, der bei Gerbitz ausgeht, die Vermuthung gerechtfertigt, dass hier das Grundgebirge wieder näher unter Tage tritt, und dass Versuchsarbeiten in der dortigen Gegend das Flötz, wenn vielleicht auch in grösserer Teufe, noch auffinden möchten. Nördlich Gerbitz ist jede feste Begrenzung des Magdeburg-Halberstädter Beckens durch das Auftreten von Muschelkalk und tertiären Ablagerungen bis vor Magdeburg unmöglich. Auf dem rechten Elbufer, aufwärts Magdeburg, ist das Auftreten von Grauwacke bekannt, und bei Magdeburg selbst treten die älteren Formationen als nördliche Begrenzung des Beckens in dem Magdeburg-Alvenslebener Gebirgszuge wieder hervor, ohne dass das Kupferschieferflötz dort aufgefunden wäre.

Betrachten wir jetzt das Ganze der Kupferschiefer-Lagerung, so ergiebt sich, dass das in Anhalt auftretende, auf eine Entfernung von ca. 2000 Lachter bauwürdig aufgeschlossene Flötz eine Fortsetzung des Mansfelder nördlichen Flötzzuges ist und zwar speciell des östlichen Theils, welcher durch den Rothenburger

und Gollwitzer Bergbau bekannt geworden ist. Seine Ablagerung ist an dem Rande des Magdeburg-Halberstädter Beckens und zwar da geschehen, wo sich dasselbe südöstlich zu einer engern Bucht zusammenzieht. Nach den gemachten Aufschlüssen und den Folgerungen, welche sich aus der Form des grossen Meeresbeckens ziehen lassen, erscheint es als durchaus nicht wahrscheinlich, dass auf der Strecke zwischen Wohlsdorf, Schlettau und der Dornitzer Hütte das Flötz nicht vorhanden sein sollte. Es möchte vielmehr die Ansicht mit Berechtigung auszusprechen sein, dass gerade hier, in dem schärfsten Wendepunkte des Beckens, die Ablagerung eine bedeutende, dem Vorkommen bei Gollwitz und Wohlsdorf entsprechende, sein wird. Punkte zur Untersuchung dieser Verhältnisse würden sich bei Hochetlau und Schlettau ohne Schwierigkeit finden lassen. In nördlicher Richtung dagegen, über das Ausgehende des bunten Sandsteins bei Gerbitz hinaus, sind zu wenig Anhaltspunkte da, um die Wahrscheinlichkeit eines Kupferschiefer-Vorkommens auszusprechen. Es fehlen hier die Begrenzungslinien des Beckens, in welchem die Kupferschiefer-Ablagerung stattfand und deren Auffindung allein wird es späterhin möglich machen, den weiteren Verfolg der Ablagerung durch geognostische Schlussfolgerungen anzugeben.

Die Mansfelder Hüttenprozesse in ihrer Abweichung von den Ober- und Unterharzer Kupfer- und Silbergewinnungsarbeiten.

Vom

Ingenieur Albrecht von Groddeck,

Lehrer der Bergbaukunde an der Königl. Bergschule zu Clausthal.

(Fortsetzung von S. 224.)

An dem Eisen der Sauen haftet noch immer Kupferstein. Um diesen zu gewinnen, legt man die Eisensauen wiederholt in die Rösthäufen. Der geröstete Stein lässt sich dann leicht abschlagen.

Auf der Sangerhäuser Hütte, wo der Kupferstein nicht geröstet und concentrirt wird, röstet man die Eisensauen in Quantitäten von 150 Ctr. für sich in einem kleinen Stadel. Der dadurch mürbe gewordene anhängende Stein wird abgepickt und als sogenanntes Eisengekrätz der Beschickung zugeschlagen.

Die 150 Ctr. werden mit 1 Schock Wellholz und 6 Tonnen Kohlen angebettet und darüber die Roh-eisenstücke mit Holzkohlen schichtenweise aufgetragen.

Hilfsapparate.

Gebläse und Windleitungen. — Die Gebläse der Rohhütten sind: Spitzbälge, Cylindergebläse, Cagniardellen (siehe auch d. Bl. 1864, S. 25) und Ventilatoren.

Spitzbälge. Auf der Friedeburger Hütte hat man zum Betriebe der Rohöfen noch hölzerne Spitzbälge, und zwar je zwei für einen Ofen. — Je 4 Spitzbälge von 12 Fuss Länge, 1 Fuss 3½ Zoll vorderer und 3 Fuss 8 Zoll hinterer Weite werden durch ein 13 Fuss hohes, 3 Fuss 3 Zoll breites Wasserrad mit 48 Schaufeln betrieben.

Bei 4,4 Ausblasungen eines jeden Balges pro Minute geben alle 8 Spitzbälge mit Einschluss des schädlichen Raumes und des Windverlustes, 780 Cubikfuss und, nach Abrechnung von 10 Proc. auf Verlust, im Ganzen 700 Cubikfuss Wind, was für jeden Ofen oder 2 Bälge 175 Cubikfuss Wind pro Minute beträgt.

Cylindergebläse. Auf der Kupferkammer hat man ein doppeltwirkendes Cylindergebläse mit 3 Cylindern von 4 Fuss Durchmesser und $3\frac{1}{2}$ Fuss Hub; es liefert bei 3 bis 4 Doppelspielen pro Minute 1200 Cubikfuss Wind von 6—8 Zoll Wasserpressung, oder pro Form und Düse 200 Cubikf. Wind. Das Gebläse wird durch ein 15 Fuss hohes und 11 Fuss 4 Zoll breites, mit Blehschaufeln versehenes Wasserrad getrieben. Eine gusseiserne Röhrentour von 8 Zoll lichter Weite leitet den Wind zunächst nach dem Lufterhitzungsapparate und von hier nach den Oefen.

Die Kreutzhütte hat zwei Cylindergebläse mit je 2 und 3 Cylindern, von denen jedes durch ein 20 Fuss hohes Wasserrad betrieben wird. Die Cylindern haben resp. 42 und 45 Zoll Durchmesser und 3 Fuss Hub. Bei resp. 28 und 36 einfachen Hübten lieferten die Gebläse 1800 Cubikf. Wind, so dass jeder der vier Grossöfen 450 Cubikf. Wind von $11\frac{1}{2}$ Zoll Wasserpressung pro Minute erhält. Die Windleitung ist so eingerichtet, dass jeder der 4 Oefen von beiden Gebläsen aus mit Wind versorgt werden kann.

Die Sangerhäuser Hütte hat ein Gebläse mit 3 Cylindern, welches bei 4 Fuss Hubhöhe und 3 Fuss 2 Zoll Cylinderdurchmesser bei 5 Hübten pro Minute c. 1000 Cubikf. Wind liefert.

Cagniardellen. Auf den Eislebener Hütten und der Eckardthütte hat man zum Betriebe Cagniardellen. Die Cagniardelle auf der Oberhütte ist 14 Fuss lang, hat 8 Fuss Durchmesser und 3 Spiralen. Sie wird durch ein 20 Fuss hohes Wasserrad betrieben. Bei 5 Umdrehungen in der Minute liefert dieselbe 700 Cubikf. Wind von 6,4 Linien Quecksilberpressung. Gewöhnlich macht sie 7 Umdrehungen in der Minute, und liefert dabei 1200 Cubikf., so dass jeder Grossofen 400, jeder Kleinofen 200 Cubikf. Wind erhält.

Die Cagniardelle auf der Mittelhütte weicht nur wenig von der auf der Oberhütte ab.

Auf der Eckardthütte sind 2 Cagniardellen von 13 Fuss Länge und 10 Fuss Durchmesser im Betriebe. Dieselben versorgen bei $7\frac{1}{2}$ Umgängen pro Minute 5 Grossöfen mit Gebläseluft; jeder derselben erhält c. 468 Cubikf. Luft von 7—8 Zoll Wasserpressung pro Minute. — Die beiden Cagniardellen (an einer stehenden Vorlegewelle) werden durch ein 30 Fuss hohes und 5 Fuss breites (ohne die Radkränze) Wasserrad betrieben. — Ein gleiches Cagniardellenpaar wird gebaut. Beim beabsichtigten Neubau der Kupferkammer wird das Cylindergebläse durch Cagniardellen ersetzt werden.

Ventilatoren. Als Reserve-Gebläsemaschinen hat man auf der Kupferkammer und Eckardthütte Ventilatoren stehen.

Vergleichung der verschiedenen Gebläse. Nach dem Protocoll der Berathungen über Verbesserungen der Rohhütten im Jahre 1856 vom 25. Februar ist beim Cagniardellen-Betrieb 1 Pferdekraft nöthig,

um in einem Grossofen 1000 Fdr. (bei 48 Betriebswochen im Jahre) jährlich zu verarbeiten.

Der geringeren Leistung der Cylindergebläse entsprechend, bedarf man bei ihrer Anwendung und demselben Schmelzquantum in derselben Zeit auf der Kreutzhütte $1\frac{2}{3}$ Pferdekkräfte. Ein ähnliches Verhältniss wie auf Kreutzhütte stellt sich auf der Kupferkammer heraus. Man verschmilzt dort, nach den Oekonomieplänen von 1860 und 1862, 3600 Fdr. und braucht dazu eine Wasserkraft von 7 Pferdekkräften; pro 1000 Fdr. also $1,66 = 1\frac{2}{3}$ Pferdekkräfte.

Sehr viel ungünstiger gestaltet sich das Verhältniss bei den Balgengebläsen der Friedeburger Hütte. Nach den Oekonomieplänen von 1860 und 1862 verarbeitet dieselbe im Jahre 2000 Fdr. und hat gegenwärtig zur Betreibung 158 Cubikf. Kraftwasser (bei Benutzung der Wasser des Zabenstedter Stollns) bei ihrem Gefälle von $3\frac{1}{2}$ Fuss nöthig, was ein Kraftmoment von 4,52 Pferdekkräften darstellt. Zum Verschmelzen von 1000 Fdr. bei Anwendung eines Balgengebläses sind demnach 2,25 Pferdekkräfte nöthig. Aus diesen Betrachtungen sieht man, wie vorthailhaft die Cagniardellen im Vergleich zu den übrigen Gebläsen arbeiten.

Winderhitzungsapparate. Auf der alten Friedeburger Hütte, deren Existenz durch die jetzigen Verhältnisse des in ihrer Nähe umgehenden Bergbaues gefährdet ist, bläst man noch mit kaltem Winde, während man auf allen anderen Hütten durch Erwärmung des Windes bedeutende Brennmaterialersparniss erzielt hat.

Auf der Eckardthütte hat man noch keine Winderhitzungsapparate bauen können, doch soll es in nächster Zeit geschehen.

Zum Winderhitzen bedient man sich auf den Rohhütten der Kasten- oder Röhrenapparate, die entweder durch eine besondere Braunkohlenfeuerung mit Treppenrost, oder durch die aus den Concentrationsflamöfen abgehenden Gase erhitzt werden.

Auf Kreutzhütte hat man zwei Kastenapparate mit resp. 20 und 25 Kasten, in denen der Wind auf c. 1000°C. durch eine besondere Feuerung erhitzt wird.

Auf Kupferkammer besteht der Winderhitzungsapparat aus 30 Stück gusseisernen Canälen, je 6 Stück in fünf übereinander liegenden Reihen. Verbunden sind sie unter einander durch gusseiserne Muffen. Zur Feuerung dient ein Treppenrost.

Aehnlich ist der Winderhitzungsapparat auf der Sangerhäuser Hütte.

Auf der Ober- und Mittelhütte hat man Kastenapparate mit besonderer Braunkohlenfeuerung. Auf der Mittelhütte liegen ausserdem noch in dem Zuge, der die Verbrennungsprodukte des Flammofens vom Fuchs nach dem Schornstein fährt, 4 lange, eisenblecherne Röhren von halbkreisförmigem Querschnitt, in welchen der Wind während des Flammofenbetriebes erwärmt wird.

Der Wind wird auf den Eislebener Hütten auf 120—150°C. erhitzt.

Betriebsresultate.

Ausbringen. Je nach dem Gehalt der Schiefer erhält man aus 1 Fuder Beschickung verschiedene Quantitäten Stein von verschiedenem Gehalt.

Es werden gewonnen nach den Oekonomieplänen pro 1860:

auf der Mansfelder Hütte à Fuder Beschickung
5,2 Ctr. Rohstein à 33,0 Pfd. Cu und 0,190 Pfd. Ag,
auf der Eislebener Hütte à Fdr. Beschickung
4,5 Ctr. Rohstein à 35,3 Pfd. Cu und 0,195 Pfd. Ag,
auf der Kupferkammerhütte à Fdr. Beschickung
5,5 Ctr. Rohstein à 26,3 Pfd. Cu und 0,139 Pfd. Ag,
auf der Friedeburger Hütte à Fdr. Beschickung
5,0 Ctr. Rohstein à 22,04 Ctr. Cu und 0,121 Pfd. Ag,
auf der Sangerhäuser Hütte à Fdr. Beschickung
6,14 Ctr. Rohstein à 45,86 Pfd. Cu und 0,098 Ag.

Nach den Oekonomieplänen pro 1862 fielen pro Fuder Schiefer an Schweel und Gekrätz:

auf der Mansfelder Hütte 2,5 Ctr.
" " Eislebener " 2,4 "
" " Kupferkammer und Friedeburgerhütte 3 "

an Eisensauen auf diesen Hütten: 0,10—0,15 Ctr.

Auf der Sangerhäuser Hütte gewann man pro Fuder Beschickung 0,5 Ctr. Eisensauen. (S. 65.)

(Fortsetzung folgt.)

Salzausblühen im Torf.

Von

B. Turley.

Schweden ist ziemlich reich an Torfablagerungen, die sich vielleicht weniger durch ihre Ausdehnung, als durch ihre grosse Anzahl auszeichnen. In der neuesten Zeit hat man begonnen, diesem wichtigen Brennmaterial einige Aufmerksamkeit zuzuwenden und es zu verschiedenen technischen Zwecken, wie zur Glasfabrikation, zum Frischen etc. anzuwenden.

Das Vorkommen vieler kleiner Torfmoore in den gebirgigen Landestheilen ist sehr interessant; dasselbe erinnert an manche Lager des Schwarzwaldes, die oft in bedeutender Höhe auftreten. Man findet hier in Schweden, nicht selten fast auf den Gipfeln der Berge, in jeder kleinen Vertiefung Torf. Jedenfalls muss das Gestein an solchen Stellen sehr kompakt, kein oder sehr wenig Wasser durchlassend sein.

Der Torf hiesiger Gegend ist meistens Moos- und Filztorf, der sehr viele wohlerhaltene Baumstämme enthält. Blätterdorf ist selten, weil die Waldungen fast ausschliesslich aus Nadelholz bestehen. An einem dieser kleinen Moore, welches durch eine Schurfarbeit trocken gelegt und bis auf den Grund durchschnitten wurde, findet ein ziemlich starkes Ausblühen von Alaun Statt. Das Salz bedeckt die Torfwand des Einschnittes wie frisch gefallener Schnee in Form von trauben- und nierenförmigen Aggregaten. Von Krystallbildung ist Nichts zu entdecken. Auf den Torffasern sitzt das Salz ganz lose und ist sehr zerbrechlich, während es die der Luft zugekehrten Enden kleiner Reiser und Holzspäne in festerer Form bedeckt und sehr an das Bedecken der Hölzer durch Steinsalz erinnert.

Im Kolben schmilzt das Salz unter heftigem Aufkochen und giebt viel Wasser ab; bei längerem Erhitzen entwickelt sich schweflige Säure.

Ueber die Produktion von Gold, Kupfer und Eisen in den Krons-Berg- und Hüttenwerken des Uralgebirges in den Jahren 1860 und 1861.

Von

Generallieutenant H von Jossa in Petersburg.

I. Bezirk Catharinenburg (Gouvernement Perm). Der Flächenraum, die Waldungen, die Zahl der Einwohner, die gangbaren Gruben und Seifen, Oefen und Maschinen, waren dieselben wie im Jahre 1859. (Siehe d. Bl. 1862, Nr. 18.)

Es wurden erzeugt:

Goldhaltige Erze und Sände	1860.	1861.
Waschgold 28 Pud 30 Pf. 70 ²⁶ / ₉₆ Sol. 31 P. 34 Pf. 71 ⁵⁸ / ₉₆ S.	34,263,370 Pud.	40,139,900 Pud.
Eisenerze	357,000 Pud.	78,000 Pud.
Roheisen	167,896 "	154,385 "
Verschiedene Gusswaaren	69,229 "	59,801 "
Munition	33,400 "	16,139 "
Kanonen	1257 "	— "
Frischeisen	24,820 "	19,500 "
Eisenblech	15,631 "	10,132 "
Kesselblech	723 "	382 "
Verschiedene Eisensorten und Eisenwaaren	8128 "	7088 "
An Kupfergelde geprägt	74,316 "	46,866 "
Für eine Summe von	2,377,696 Rubel.	1,498,672 Rub.
In der Maschinenfabrik angefertigte Maschinen	14 Stück.	42 Stück.
Für eine Summe von	20,820 Rubel.	57,873 Rub.
An Holz	19,193 Cubkkl.	21,068 Cbkkl.
An Holzkohlen	33,214 Korb.	26,098 Korb.

II. Bezirk Slatoust (Gouvern. Orenburg).

Gewonnen an goldhaltigem Sande

Waschgold 49 Pud 23 Pf. 1 Sol. 32 Pud 37 Pf. 30 Sol.	34,191,900 Pud.	32,648,500 Pud.
Eisenerze	1,105,590 Pud.	1,062,418 Pud.
Roheisen	586,408 "	477,544 "
Gusswaaren u. Munition	879 "	11,525 "
Frischeisen	148,482 "	180,013 "
Verschiedene Eisensorten	52,347 "	51,193 "
Eisenwaaren	11,527 "	15,651 "
Rohstahl	7,635 "	6,814 "
Raffinirter Stahl	2,417 "	948 "
Sensen und Feilen	9,842 Stück.	8,459 Stck.

Vom Obuchow'schen Stahl:

Verschiedene Waffensorten

und Kürassen	33,985 "	32,035 "
Kanonen	172 "	1,562 "
Panzerbleche	145 "	37 "
Flintenrohre	— "	948 "
Holz	50,401 Cubkkl.	35,505 Cbkkl.
Holzkohlen	84,264 Korb.	71,373 Korb.

III. Bezirk Goroblagodatsk (Gouvern. Perm).

Goldhaltiger Sand

mit Platin	3,800,000 Pud.	5,370,000 Pud.
Waschgold	3 Pud 1 Pf. 72 Sol. 4 Pud 38 Pf. 42 Sol.	
Rohes Platin	— 3 "	27 " 21 "
Eisenerze	1,695,240 Pud.	1,774,600 Pud.
Roheisen	887,032 "	1,094,402 "

Kuppelloofenguss:	1860.	1861.
Waaren	9,022 Pud.	31,611 Pud.
Munition	6,256 „	13,290 „
Walzen	79 „	—
	15,417 Pud.	44,901 Pud.
Flammofenguss:		
Waaren	20,551 Pud.	20,092 Pud.
Kanonen	41,371 „	10,462 „
Walzen	6,753 „	3,652 „
	68,675 Pud.	33,206 Pud.
Frischeisen verschiedener		
Sorten:	249,700 Pud.	270,392 Pud.
Puddeleisen	6,657 „	15,202 „
Anker	4,178 „	5,206 „
Rohstahl	12,798 „	13,370 „
Cementstahl	1,164 „	1,095 „
Holz	90,426 Cubkkl.	47,262 Cbkkl.
Holzkohlen	185,190 Korb.	128,472 Korb.
IV. Bezirk Wotkinsk (Gouvern. Wiatka). Bekommt		
das Roheisen aus dem Bezirke Goroblagodatsk.		
Es wurde erzeugt:		
An rohem Frischeisen	39,800 Pud.	28,720 Pud.
An rohem Puddeleisen	352,100 „	372,200 „
Verschiedene Frisch-		
eisensorten	17,000 „	19,000 „
Verschiedene Puddel-		
eisensorten	223,480 „	211,600 „
Verschiedenes Eisenblech	35,700 „	19,100 „
Anker	12,100 „	9,265 „
Ankerketten	7,500 „	9,075 „
Cement und Gussstahl	4,330 „	5,800 „
Verschiedene Eisenwaaren	4,300 „	4,200 „
Eisengusswaaren	41,150 „	45,800 „
Kupfergusswaaren	415 „	280 „
Eiserne Fahrzeuge gebaut	2 Stück.	2 Stück.
„ „ an Gewicht	8,340 Pud.	8,370 Pud.
Eiserne Cisternen	—	45 Stck.
„ „ an Gewicht	—	550 Pud.
Holz	44,065 Cubkkl.	25,368 Cbkkl.
Holzkohlen	39,700 Korb.	26,280 Korb.

V. Bezirk Bogoslawsk (Gouvern. Perm).

Goldhaltiger Sand	24,883,750 Pud.	14,354,300 Pud.
Washgold	33 Pud 10 Pf. 16 Sol. 22 Pud 25 Pf. 95 S.	
Kupfererze	474,437 Pud.	657,200 Pud.
Gaarkupfer	16,030 „	20,094 „
Gusseisenwaaren	1,789 „	3,313 „
Fracheisen	5,71 „	— „
Holz	18,329 Cubkkl.	16,729 Cbkkl.
Holzkohlen	14,767 Korb.	15,557 Korb.

VI. Permischer Bezirk (Gouvern. Perm).

Kupfererze	565,963 Pud.	513,262 Pud.
Gaarkupfer	8,330 „	13,455 „
Gewalztes Kupfer zur Zünd-		
hütchen-Fabrikation	2,738 „	4,723 „
Geschmiedetes Kupfer		
für Waaren	190 „	180 „
Eisengusswaaren	1630 „	1,300 „
Fracheisen	1,153 „	902 „
Holz	18768 Cubkkl.	10,293 Cbkkl.
Holzkohlen	31,513 Korb.	29,293 Korb.

Allgemeine Uebersicht. — Die sämmtlichen, der Krone angehörigen Berg- und Hüttenwerke des Uralgebirges besitzen ein Grundeigenthum von 3,897,517 Desatinen (767 Quadratmeilen), worunter 2,542,270 Desatinen Wald. Die männliche Bevölkerung beträgt 78,529. — In der Arbeit befanden sich 1860 34,219, 1861 26,647. — Gangbare Gruben: Goldgruben 6, Goldseifen 140, Kupfergruben 31, Eisengruben 18; zusammen 195 Gruben und Seifen. Gangbare Hüttenwerke 16. Gangbare Oefen: Hohöfen 14, Kuppelloöfen 23, Flammöfen zum Umschmelzen des Roheisens 9. — Frischherde 108, Streckherde 12, Ankerherde 54, Kettenherde 14, Rohstahlherde 5, Schmiede, Sensen und Glühherde 136; Puddelöfen 14, Schweissöfen 23, Glühöfen 5, Darrofen (zum Holzdarren) 5, Cementstahlöfen 1, Gussstahlöfen 99, Schachtöfen zum Verschmelzen der Kupfererze 33, Spleissöfen 8, Gaarherde 4, Gaarflammöfen 1. Maschinen: Wasserräder 248 von 4950 Kräften; Turbinen 28 von 680 Kräften; Dampfmaschinen 28 von 603 Kräften; Dampfhammer 2 von 6½ Tonnen; Pferdegepöpel 8 von 19 Kräften. Summa 6262 Pferdekräfte.

(Schluss folgt.)

Neuere Konstruktionen von Puddelmaschinen auf dem Eisenwerke zu Closmortier.

Von
Lemut.

(Mit Fig. 15—17 auf Taf. IX. und Fig. 3 u. 4 auf Taf. X.)

Seit zehn Jahren sind zu Closmortier Puddelmaschinen (mechanische Puddler) von der verschiedensten Konstruktion in Anwendung gebracht. Allmählig vervollkommenet und vereinfacht, erfüllen sie zur Zeit ihren Zweck auf eine so zufriedenstellende Weise und wirken so vorthellhaft bei 7 Puddelöfen, dass sie ohne wesentliche Modifikationen bei allen übrigen Oefen zur Anwendung kommen sollen.

Der erste mechanische Puddler an einem einfachen Ofen (in d. Bl. 1863, S. 178, Taf. VII., Fig. 1—8 beschrieben) arbeitet zur Zeit fast noch eben so, wie er vor 10 Jahren gebaut ist. Neuerdings sind für die einfachen Oefen einfachere, solidere und weniger Raum einnehmende Konstruktionen angewandt, wobei je nach der Lokalität der Apparat bald oberhalb des Ofens am Gebälk aufgehängt, bald unterhalb der Hüttensohle angebracht ist. Die Bewegung desselben ist derart, dass man den Rührhaken auf alle Punkte der Sohle bringen und in beliebiger Entfernung vom Ofen aufstellen kann.

Mit Doppelpuddelöfen, welche zwei einander gegenüber befindliche Thüren haben, sind bessere Resultate erreicht, als mit einfachen Oefen. Man erhält darin besseres Eisen und braucht weniger Steinkohlen bei grösseren Oefen und grösseren Chargen. Der Nachtheil, dass sie sonst mehr Arbeitskosten veranlassen, fällt bei Anwendung der mechanischen Puddler weg. Um bei den grösseren Chargen in Doppellofen die Arbeit zu beschleunigen, die Rührperiode abzukürzen und den Verlust zu vermindern, sind an jedem Balancier 2 Rührhaken angebracht und es haben dann die Arbeitsthüren 2 Oeffnungen zur Aufnahme der Rühr-

hakengabel. Man macht bei Chargen von 300 bis 400 Kil. Roheisen 10 Luppen, welche abwechselnd aus der einen oder anderen Thür genommen werden, so dass das Zängen nicht viel länger dauert, als bei einfachen Oefen von demselben Fassungsraum. Die Form der Doppelöfen gestattet bei Anwendung des Mechanismus grosse Einfachheit, um mit den Rührhaken alle Theile der Sohle erreichen zu können. Auch hat man Puddelöfen mit 4 Thüren und mechanischen Puddlern.

Je nach der gewählten Konstruktion und der Lokalität liegen die Dampfmaschinen entweder über den Oefen oder nicht, bald erhalten sämtliche mechanische Puddler ihre Bewegung von einem Motor, bald hat man mehrere kleine Dampfmaschinen von 1—2 Pferdekraften, von denen jede einen oder mehrere Oefen bedient. Letztere Einrichtung ist oft die ökonomischere und bietet noch den Vortheil dar, dass, wenn durch einen Zufall der Motor ausser Thätigkeit gesetzt werden muss, nicht sämtliche mechanische Puddler stehen müssen. Zuweilen lässt sich am Ofen oder auf demselben selbst der kleine Motor und der Mechanismus des Puddlers anbringen.

Die praktischen Resultate, welche man mit den mechanischen Puddlern erreicht hat, sind kurz folgende:

- a) Bedeutende Ersparung von Brennmaterial.
- b) Beschleunigte Arbeit und vergrösserte Produktion, in Folge dessen eine Ersparung an General- und Unterhaltungskosten.
- c) Ersparung von Handarbeit und Erhöhung der Puddlerlöhne trotz verminderter Arbeit der Puddler.
- d) Der Abgang ist nicht beim Puddeln, wohl aber beim Schweissen vermindert.
- e) Verbesserte Eisenqualität, namentlich bei grauem Cokesroheisen wegen kräftigeren Durcharbeitens.

Von den in unserer Quelle durch Zeichnungen erläuterten einfachen, Doppel- und Quadrupelöfen mit Aufhängung des mechanischen Puddlers bald oberhalb des Ofens, bald unter der Hüttensohle mögen folgende Einrichtungen hier näher erwähnt werden:

a) Mechanischer Puddler unter der Ofensohle an einem einfachen Ofen (Taf. IX., Fig. 15 bis 17). Eine Riemenscheibe *D* bewegt die Axe *A* mit der Kurbelscheibe *J* und mittelst der Schnecke *I* die Axe *B* mit einer Scheibe, deren Kurbel *L* eine 20—30 Mal langsamere Bewegung hat, als die Hauptaxe *A*. Die Kurbel *L* bewegt zwei Kurbelstangen; die eine *C* ertheilt ihre Bewegung der Führungscoulisse *RR* oberhalb der Ofenthür mittelst des Hebelwerks *KM* und *T*, welches am Ende der vertikalen Welle *FF* seinen Drehpunkt hat. Die andere Kurbelstange *P* wirkt auf das Ende eines horizontalen Hebels *OSQ*, welchen sie langsam bewegt. Bei *S* erhält die Stange *SJ* eine schnellere Bewegung. Von *Q* aus wird durch eine Transmission *QUXY* der Balancier *H* bewegt, an welchem der Rührhaken *Z* befestigt ist.

b) Mechanischer Puddler über einem Doppelofen mit Doppelrührhaken (Taf. X., Fig. 3 u. 4). Die Buchstaben haben dieselbe Bedeutung, wie in Fig. 15—17, Taf. IX. und geht die Konstruktion aus der Zeichnung deutlich hervor.

(Annal. d. min., 6. sér., Tom. IV., livr. 6 de 1863, p. 505.)

Volumetrische Eisenprobe.

Von

Herrn M. Mittentzwey in Zwickau.

(Mit Fig. 8 auf Taf. VII.)

Das Eisen wird durch Reduktion mit Zink als Oxydul in Lösung gebracht, die überschüssige Säure durch kaustisches Kali oder Natron möglichst abgestumpft, die Lösung (etwa 50 Cubikcentim. von 2 bis 3 Gramm Probesubstanz) in die aufrecht gestellte, etwa 1½ Liter haltende Absorptionsfläche *A* (Taf. VI., Fig. 8) gethan, einige umwickelte Stängelchen Kali mit hineingeworfen und der Kautschukstöpsel *g* mit den durch einen Kautschukröhren-Quetschhahn *f* versehenen Glasröhren *b* und *d* dicht aufgesetzt. Letztere Röhre ist bis auf 1—1½ Millim. verengt. Die Luft muss vor der Analyse in der Flasche vollständig erneuert und die Temperatur aller in Betracht kommenden Flüssigkeiten genau die des Arbeitslokales sein. Man öffnet jetzt einige Augenblicke den Quetschhahn der noch aufrecht stehenden Flasche, um die eingeschlossene Luft unter den Druck der äusseren Atmosphäre zu setzen und beschleunigt durch heftiges Schütteln die Verschluckung des Sauerstoffs der Luft durch das Eisenoxydul, wobei man durch Umlegen eines Tuches um die Flasche jede Temperaturerhöhung durch die Handwärme vermeidet. Aus einem mit Wasser gefüllten gewogenen Becherglase *B* lässt man nach jedesmaligem Schütteln unter Oeffnen des Quetschhahnes Wasser in der Weise zufließen, dass beide Flüssigkeiten in gleichem Niveau sind. Steigt nach fortgesetztem Schütteln aus dem Becherglase nichts mehr in *A*, so ist der Versuch beendet und die Gewichts-differenz in Grammen der ersten und letzten Wägung des Becherglases giebt direkt das Volum des absorbirten Sauerstoffs in Cubikcentimetern an, welches nach Bedürfniss auf Gewicht bei 0° und 760 Millim. Druck reducirt wird. Eine noch für 0,2 Grm. empfindliche Wage reicht zu den Wasserwägungen aus.

An Zuverlässigkeit steht dieses Verfahren keinem anderen nach und empfiehlt sich neben den Methoden von Margueritte und Fuchs durch das Wegfallen einer Menge von Vorsichtsmassregeln. 50 Cubikcentim. einer Oxydullösung, welche 1,395 Grm. Eisen enthielten, verschluckten in 3 Versuchen 148—148,44—148,40 Cubikcentimeter Sauerstoff von 19°C., im Mittel 148,28 Cubikcentimeter, welche bei dieser Temperatur 0,1987 Grm. wiegen und 1,391 Grm. Eisen entsprechen. Auch lassen sich Eisenoxydul und Oxyd neben einander bestimmen.

(Im Auszuge aus Erdm. J. f. prakt. Chem., Bd. 91, S. 81.)

Rachettescher Bleiöfen zur Altenauer Silberhütte.

Der Ofen geht noch in vorhiniger Weise; die Produktion beträgt über das Zweifache eines gewöhnlichen Schliegofens, die Schlacken sind aber bleiärmer, eine Rauchbildung ist kaum wahrzunehmen und die Gicht stets dunkel, dagegen müssen die Formen öfters ausgetauscht werden.

Clausthal, den 1. August 1864.

Correspondenz.

Ueber das neue Nitroglycerin-Pulver (s. Nr. 18 d. Bl.) enthält das Stockholmer „Aftonbladet“ vom 26. Mai folgende Bemerkungen.

Ueber die zu Carlsborg mit Granaten angestellten Versuche wird bemerkt, dass 30pfündige Rundkugeln dreimal weiter geschleudert werden, als mit gewöhnlichem Kanonenpulver.

Später glückte es dem Erfinder, Herrn Nobel, ein Mittel zu ersinnen, um das Nitroglycerin, ohne mit Pulver gemischt zu werden, zu entzünden. Die ganze Ladung besteht gegenwärtig aus dieser Flüssigkeit. Dem Gewichte nach soll sich die Kraft dieses neuen Sprengmittels zu der des gewöhnlichen Pulvers mindestens wie 6 zu 1 verhalten, dem Volum nach aber sogar wie 9 zu 1. Dieses so modificirte Sprengmittel wurde bei Sprengarbeiten in der Nähe von Stockholm mit dem günstigsten Erfolg versucht.

In ihrem jetzigen Zustande ist die Erfindung sehr einfach und praktisch. Das Pyro- oder Nitroglycerin wird direkt in das mit Letten verdichtete Bohrloch gegossen, der Zünder wird eingesteckt und der Schuss ist fertig. Man braucht nicht den geringsten Besatz und geschieht das Laden sehr schnell.

Das Nitroglycerin entwickelt weder Gase noch Rauch, ist also sehr passend für Grubenbaue; es mischt sich nicht mit Wasser, sondern entwickelt unter Wasser eine ausserordentliche

Kraft. Eine Wassermine, bestehend aus diesem Pulver, soll mindestens dreimal weniger Sprengmasse erfordern, als von gewöhnlichem Pulver.

Der grosse Nutzen dieses neuen Sprengmittels besteht keinesweges in Pulversparniss, wiewohl auch diese in gewisser Hinsicht stattfindet, sondern in Arbeitersparniss. Die wahre Ursache, weshalb man, um eine grosse Gesteinsmasse loszusprengen, z. B. ein 3 Ellen tiefes und 2 Zoll weites Loch bohren muss, besteht darin, dass man Platz für eine hinreichende Pulverladung, z. B. für 3 Pfd., erhält, um die Masse loszubrechen. Aber bei Anwendung des Nitroglycerin kann man in ein Loch von kaum 1 Zoll Weite eine weit grössere Kraft schaffen, als die, welche jenen 3 Pfd. Pulver entspricht. Um jenes Loch zu schlagen, wird gewöhnlich $6\frac{1}{2}$ Francs bezahlt, während dieses nur 2,11 Francs kostet. Somit werden $\frac{2}{3}$ erspart.

Nitroglycerin kostet nur das Doppelte des gewöhnlichen Bergpulvers. In Gruben, wo man gewöhnlich unter sich gehende Löcher bohrt (?), kann man sicher eine dreifache Wurfmasse erwarten. Man hofft, dass sich das Jern Contoret dieser Sache annehmen wird.

Die Ansprüche des Erfinders sollen sehr bescheiden sein. Die Bereitung des Nitroglycerin ist leicht zu lernen. Gegenwärtig hält der Erfinder selbst das Sprengmittel zur Abnahme für die resp. Interessenten bereit.

Dresden, im Juni 1864.

Ty.

Notizen.

Grundmann, Vergleichung englischer und schlesischer Steinkohlen. — Zur Entscheidung der Frage, ob englische Steinkohlen besser sind, als die schlesischen, hat der Verfasser eine grosse Anzahl Kohlenarten aus beiden Ländern untersucht auf a) den Brennwerth. Nach der Analyse der Kohlen wurden aus dem Kohlenstoff und dem nicht an Sauerstoff gebundenen Wasserstoff (verfügbarer Wasserstoff) die Wärmeeinheiten berechnet, welche 1 Pfd. Steinkohle entwickelt und dieser theoretische Brennwerth mit dem von Brix, Johnston u. A. gefundenen Faktor $\frac{2}{3}$ multiplicirt, um den praktischen Brennwerth zu erhalten. Dieser lässt sich auf die Anzahl der Pfunde Wasserdampf, die 1 Pfd. Steinkohle beim Verbrennen aus Wasser zu erzeugen vermag, leicht durch Rechnung zurückführen; b) die Gasfähigkeit, für welche der verfügbare Wasserstoff einen ziemlich guten Maassstab giebt; c) den schädlichen Schwefelgehalt, denjenigen Theil, welcher nicht in der Asche zurückbleibt; d) die Cokesfähigkeit; e) Aschengehalt, hinsichtlich der Qualität und Quantität; f) spec. Gewicht und hygroskop. Feuchtigkeit. Aus den Untersuchungen geht augenscheinlich hervor, dass die besten Sorten der oberschlesischen Kohlen den besten Sorten der englischen Kohlen im Werthe mindestens gleichstehen und dass, selbst bei gleichen Preisen beider Sorten an einem Orte, die Behauptung, englische Kohlen verdienen den Vorzug vor schlesischen, auf einem Vorurtheil beruht. (Aus der Broschüre: Sind die englischen Steinkohlen besser, als die schlesischen? Von Grundmann. Breslau 1864.)

Brunner, Reduktion des Chlorsilbers. — Feuchtes Chlorsilber wird eben in Ammoniak aufgelöst und die Lösung tropfenweise oder in schwachem Strahle in eine klar filtrirte kochende Lösung von 1 Thl. Stärke- oder Traubenzucker und 3 Thl. krystallisirtem kohlen-sauren Natron in 40 Thln. Wasser gethan, dann lässt man noch einige Minuten kochen und das ausgefällte Silber sich absetzen, decantirt, filtrirt und wäscht anfangs mit einer schwachen Salzlösung, um das Trübedurchgehen zu vermeiden, dann mit reinem Wasser völlig aus. Getrocknet und auf etwa 200°C. erhitzt, nimmt das hellgraue Pulver mit einem Stiche ins Gelbliche auf einmal die silber-weiße Farbe an. Ein günstiges Verhältniss ist auf 3 Thle. Silber 5 Thle. Stärkezucker, 15 Thle. kohlen-saures Natron und 200 Thle. Wasser. (Dingl. J., Bd. 171, S. 363.)

Thierry, Anwendung von überhitztem Wasserdampf zur Rauchverbrennung in Flammöfen. — Man führt, z. B. bei Puddel- und Schweissöfen, in den Feuerungsraum in der Richtung nach der Feuerbrücke zu mehrere Strahlen von bis 300—600° überhitzten trocknen Wasserdampf für sich oder gleichzeitig mit Luft ein. (Min. and smelt. magaz. V., Nr. 26, p. 93.)

Einsatzhärtung für Maschinentheile. — Zur Härtung einzelner Theile an engl. Locomotiven bedient man sich statt des üblichen Verfahrens des Einsetzens mit Horn, Knochen und Leder eines Gemenges von $\frac{1}{16}$ Vol. calcinirter Soda, $\frac{2}{16}$ Vol. Kalkstein und $\frac{13}{16}$ Vol. Holzkohlen, letztere beiden in Stücken von $\frac{1}{8}$ — $\frac{3}{8}$ Z. Stärke. Der Härteofen hat die Form eines Gasretortenofens und nach Maassgabe des verlangten Härtegrades lässt man die Gegenstände 6—48 Stunden bei Rothgluth darin, wobei sich bis $\frac{1}{8}$ Z. tief Stahl bildet. (Zeitschrift d. Ver. deutsch. Ingen. 1864, Bd. VIII., Heft 1, S. 76.)

Scheerer, Zusammensetzung der Kieselsäure. — Durch neue Thatsachen, namentlich durch die Entdeckung eines Siliciumoxydhydrates (SiO, HO) durch Wöhler, wird nachgewiesen, dass die Kieselsäure aus Si und nicht aus Si besteht und ihr Atomgewicht = 562,5 ist. (Erdm. J. pr. Chem. Bd. 91, S. 415.)

Stelle=Gefuch.

Ein theoretisch und praktisch gebildeter Hütten-Ingenieur und Chemiker, der die Zugutemachung der Silber-, Blei-, Kupfer- und Zinnerze genau kennt und gegenwärtig noch auf einer Kupferhütte thätig ist, sucht bis Ende August d. J. oder später eine Stelle als Betriebsbeamter im In- oder Auslande. Die besten Zeugnisse und Referenzen stehen zur Seite. Offerten sub J. D. W. bei der Exp. d. Blattes.

BERG- UND HÜTTENMÄNNISCHE ZEITUNG.

Redaction:

BRUNO KERL,

und

FRIEDRICH WIMMER,

Professor der Metallurgie

Berggeschwornen und Lehrer der Bergbaukunde

an der Bergschule zu Clausthal.

Jährlich 52 Nummern mit vielen Beilagen, Tafeln und eingedruckten Holzschnitten. Abonnements-Preis jährlich 5 Thlr. Ort. Zu beziehen durch alle Buchhandlungen und Postanstalten des In- und Auslandes. Original-Beiträge sind an Einen der Redacteurs franco einzusenden und werden halbjährig — auf Verlangen auch sofort nach Abdruck — entsprechend honorirt.

Inhalt: Die Mansfelder Hüttenprozesse in ihrer Abweichung von den Ober- und Unterharzer Kupfer- und Silbergewinnungsarbeiten. Von Albrecht von Groddeck. (Fortsetzung.) — Ueber die Produktion der Privat-Berg- und Hüttenwerke des Uralgebirges in den Jahren 1860 und 1861. Von H. von Jossa. — Die Resultate der Darstellung des Aluminiummetalles und die Aussichten für diesen Industriezweig in den Preussischen Landen. Von Herrn Wedding. — Referate. — Anzeigen.

Die Mansfelder Hüttenprozesse in ihrer Abweichung von den Ober- und Unterharzer Kupfer- und Silbergewinnungsarbeiten.

Vom

Ingenieur **Albrecht von Groddeck,**

Lehrer der Bergbaukunde an der Königl. Bergschule zu Clausthal.

(Fortsetzung von S. 265.)

Brennmaterialverbrauch. — Zum Anwärmen und Anhängen der Oefen gebraucht man nach den Oekonomieplänen pro 1860 und 1861 auf 1 Fdr. verschmolzene Schiefer:

Auf der Mansfelder Hütte 0,1 Tonne Holzkohlen.

„ „ Eislebener „ 0,05—0,1 „ „

„ „ Kupferkammerh. { 0,1—0,02 Schock Hecke.

„ „ Friedeburgerh. {

„ „ Sangerhäuser H. 0,05—0,07 Tonne Holzkohlen.

Nach den Oekonomieplänen pro 1860 werden pro

Fuder Schiefer beim Verschmelzen gebraucht:

Auf der Eckardthütte bei kalter Gebläseluft:

6,5 Tonnen englische oder westphälische Cokes

oder 7,8 „ Gascokes.

Auf der Kreuzhütte bei warmem Winde:

5 Tonnen englische oder westphälische Cokes

oder 6 „ Gascokes.

Auf den Eislebenerhütten bei warmem Winde:

5 $\frac{1}{4}$ Tonnen schwere Cokes

oder 6 $\frac{1}{2}$ „ leichte „

Auf der Kupferkammer

bei heissem Winde; bei kaltem Winde.

5 $\frac{1}{2}$ Tonnen 6 $\frac{1}{2}$ Tonnen engl. u. westph. Cokes

6 $\frac{1}{2}$ „ 7 $\frac{1}{2}$ „ Gascok. od. wettin. „

Auf der Friedeburger Hütte bei kaltem Winde

7 $\frac{1}{2}$ Tonnen leichte Cokes.

Auf der Sangerhäuser Hütte bei warmem Winde

und der neuen Beschickung:

7 Tonnen englische Cokes.

Man sieht aus diesen Angaben, dass bei Anwendung erhitzter Gebläseluft pro Fuder Schiefer ca. 1—1 $\frac{1}{2}$ T. Cokes gespart wird.

Fasst man die früher angegebenen Zahlen über die Beschickungsverhältnisse und das Gewicht der Kohlen mit den oben gemachten Angaben zusammen, so ergibt sich, dass 1 Pfd. Cokes trägt:

	Beschickung.
bei leichten Cokes und warmem Winde	7—8 Pfd.
„ „ „ kaltem „	6—6,5 „
„ schweren „ „ warmem „	6—7 „
„ „ „ kaltem „	5—5 $\frac{1}{2}$ „

Auf der Sangerhäuser Hütte trägt 1 Pfd. schwere Cokes bei heissem Winde, — der grösseren Schwereschmelzbarkeit der Beschickung entsprechend, — nur 5 Pfd. Beschickung.

Zeitaufwand. Der Zeitaufwand zum Verschmelzen von 1 Fuder Schiefer ist je nach der Grösse der Oefen, der angewandten Betriebskraft und der Schmelzbarkeit der Beschickung verschieden.

Die Grossöfen verschmelzen:

a) bei warmem Winde:

	Cubisch. Inh. des Ofens.
auf der Sangerhäuser H. 1 Fdr. in 12—14 St.	
„ den Eislebener H. 1 „ „ 8,4 „	206 Cbf.
„ der Kupferk. H. 1 „ „ 6,5—7,7 „	97 „
„ „ Kreuzhütte 1 „ „ 5—6,6 „	362 „

b) bei kaltem Winde:

auf der Eckardthütte 1 Fdr. in 6,5—7,7 St.	362 „
--	-------

Die Kleinöfen verschmelzen:

a) bei warmem Winde:

auf den Eislebener H. 1 Fdr. in 16,8 St.	68 „
„ „ Kupferk. H. 1 „ „ 10,5 „	54 „

b) bei kaltem Winde:

auf der Friedeburgerh. 1 Fdr. in 14 St.	54 „
---	------

Die Oefen bleiben jährlich, wenn man die Reparaturen am gehenden Gezeuge, das Schlämmen der Gräben und andere Zeitaufhalte abrechnet, 45—50 Wochen im Betriebe.

Die in diesen Rohöfen gebildete saigere, saure Schlacke, die zu Ansatzbildungen wenig Veranlassung giebt, gestattet lange Betriebskampagnen. Ein Ofen der Eckardthütte war bei der Anwesenheit des Verfassers daselbst bereits 2 Jahre im Gange und versprach noch eine lange Betriebszeit.

Im Gegensatz dazu sind die Ofencampagnen auf dem Ober- und Unterharz wegen der basischen Beschaffenheit der erzeugten Schlacke sehr kurz. Die Ofencampagnen der Kupferkammer und Friedeburger Hütte sind der vielen zinkischen Ofenbrüche wegen kürzer, als die der anderen Rohhütten.

Belegschaft. Vor einem Ofen arbeiten in der Schicht 2 Schmelzer, 1 Aufgeber und 1 Junge; 2 Oefen zusammen haben einen Kohlenfahrer.

Lohnverhältnisse. Nach den über den Zeitaufwand beim Schmelzen gemachten Erfahrungen wird, um die Löhne zu bestimmen, jedem Ofen eine bestimmte Wochenproduktion, ein sogenanntes Wochenwerk, zugeschrieben, nämlich

auf der Kreutzhütte	Wochenw.	der Grossöfen	30 Fdr.
„ „ Eckardthütte	„	„	28 „
„ „ den Eislebener H.	„	„	20 „
„ „ der Kupferk. H.	„	„	21 „
„ „ Sangerhäuser H.	„	„	11 „
„ „ Kupferk. H.	„	Kleinöfen	11 „
„ „ Friedeburger H.	„	„	11 „
„ „ den Eislebener H.	„	„	10 „

In Wirklichkeit übersteigt die Wochenproduktion unter normalen Verhältnissen das Wochenwerk. — Die Arbeiter bekommen für letzteres ein fixirtes Schichtlohn. Für jedes über das Wochenwerk verschmolzene Fuder erhalten sie ausserdem noch eine Prämie.

Der ganze auf einer Hütte verdiente Lohn wird nach Verhältniss unter die Mannschaft vertheilt.

D. Das Rösten des Rohsteins.

Zweck. Das Rösten des Rohsteins ist die nothwendige Vorarbeit für die Concentration.

Es ist jedoch auch vorgekommen, dass, um den Betrieb der Gottesbelohnungshütte wegen mangelnden Concentrationssteins nicht zu unterbrechen, der arme Rohstein (ca. 1000 Ctr. im Jahre 1861) ohne vorherige Röstung und Concentration zur Entsilberung kam. (S. 27.)

Methode. Man hat versucht, den Rohstein in Schachtöfen auf einem Rost abzurösten. Die bekannten Umstände haben sich dabei jedoch geltend gemacht. (Dem Verfasser ist es unbekannt, warum nicht in Killns, wie am Unterharz geröstet wird.)

Gegenwärtig röstet man den Stein, nachdem er vom anhängenden Schweel gereinigt und zu 100 Ctr. vorgewogen ist, entweder in freien Haufen, in Stadeln oder in Muffelöfen behuf der Schwefelsäuregewinnung.

Rösten in freien Haufen. Das Rösten in freien Haufen geschieht auf der Eckardthütte in gewöhnlicher bekannter Weise interimistisch, bis die daselbst erbaute Schwefelsäurefabrik in Gang gesetzt sein wird. Auf der Kreutzhütte wird, wegen Mangels an Raum, zum Theil in freien Haufen auf dem Hüttenplatze geröstet.

Rösten in Stadeln. Diejenigen Rohhütten, auf denen der Rohstein concentrirt wird — mit Ausnahme der Eckardthütte, auf welcher der Stein in geschlossenen Oefen geröstet werden soll — haben unbedachte Röststadeln in verschiedener Anzahl je nach der Grösse des Betriebes. Die Stadeln liegen entweder in einer Reihe nebeneinander (Kreutzhütte), oder in zwei Reihen einander gegenüber (Kupfer-

kammer). Sie haben einfache Umfassungsmauern, aus Bruch- oder Schlackensteinen erbaut, ohne Züge. Ihre Dimensionen sind verschieden; die meisten sind 10 bis 12 Fuss breit, ca. 10 Fuss tief und 5—6 Fuss hoch.

Beim Rösten in Stadeln wird der in faustgrosse Stücke geschlagene Rohstein auf einer Unterlage von Wellholz aufgeschüttet. Die offene Seite der Stadel wird mit Eisensauen zugesetzt und an die innere Seite der dadurch gebildeten Mauer Holzkohlen geschüttet.

Die Decke bildet man aus dem beim Zerschlagen des Steins gebildeten Steindreck, feuchtet sie an und regulirt den Zug durch eingestochene Löcher. Durch eine beim Aufsetzen der Vorwand am Boden gebildete Oeffnung, das Auge, wird die Stadel mittelst glühender Schlacken angezündet.

Der erste Brand dauert etwa 1 bis 2 Wochen. Nach dem Erkalten wird das gut Geröstete ausgehalten und der noch wenig oder gar nicht geröstete Stein je nach Bedürfniss noch einmal geröstet.

Nach Erfahrungen beim Concentriren des gerösteten Steins werden auf den Mansfelder und Eislebener Hütten 50—70 Proc. des ganzen Rohsteinquantums zweimal, und 30—50 Proc. einmal geröstet (zweifeuriger und einfeueriger Stein.) Die so erhaltenen beiden Sorten werden gemengt verarbeitet. Auf der Kupferkammer röstet man 85—90 Proc. zweimal und 10—15 Proc. einmal.

Die ausgehaltenen, wenig gerösteten oder zusammengeinterten Stücke werden vor dem zweiten Rösten zerschlagen, damit der oxydirenden Wirkung eine grössere Oberfläche dargeboten wird. Wegen des geringen Schwefelgehaltes bringt man jetzt, je nach dem Grade, bis zu welchem man die Röstung treiben will, eine mehr oder weniger dicke Schicht Holzkohlen in die Stadel, um die nöthige Temperatur in derselben zu erzeugen.

Der zweite Brand dauert gewöhnlich länger, als der erste. Gut gerösteter Rohstein hat ein bläulich schwarzes mattes Ansehen. Er ist oft zusammengeintert, aber mürbe und leicht zu zerkleinern.

Um 100 Ctr. Stein zu rösten, werden 1½ bis 2 T. Holzkohlen und 1½ bis 2 Schock Wellholz verbraucht. Eine Stadelröstung dauert incl. Erkalten 2 bis 8 Wochen. — Bei der Röstung nimmt der Stein durch Sauerstoffaufnahme um 10—15 Proc. an Gewicht zu.

Ueber das Rösten des Rohsteins in geschlossenen Oefen (Muffelöfen) behuf der Schwefelsäuregewinnung kann der Verfasser nichts Specielles berichten, da der Zutritt in die Schwefelsäurefabrik auf der Kupferkammer durch ein Verbot sehr erschwert war.

E. Das Concentrationsschmelzen.

Zweck. Der Zweck des Concentrationsschmelzens ergibt sich aus dem im zweiten Abschnitt bereits Gesagten.

Wahl der Methode. Daselbst sind auch bereits die Gründe entwickelt, warum die Arbeit in einem Flammofen vorgenommen wird.

Betriebsvorrichtungen. Zum Concentriren des gerösteten Rohsteins befinden sich

auf der Kupferkammer	2 Flammöfen
„ „ Eckardthütte	1 „
„ „ Mittelhütte	1 „

Auf der Eckardthütte ist noch ein zweiter Flammofen im Bau begriffen.

Zu Gottesbelohnungshütte steht noch ein Flammofen, der jedoch nur, im Falle die übrigen nicht ausreichen, in Betrieb gesetzt wird. Derselbe hat auch zu den Versuchen gedient, die Schiefer im Flammofen zu verschmelzen.

Das Fundament der Oefen besteht aus Zechstein. Dasselbe ist bei den älteren Oefen ganz massiv, bei den neueren Oefen auf der Eckardthütte wird es jedoch von einem Canal unterfahren, um die Feuchtigkeit besser abzuführen.

Die innere Form der Oefen hat man vielfach geändert. Der Herd der älteren Oefen hatte eine ganz ovale Form. Bei den neueren Oefen der Eckardthütte hatte man den Herd nach dem Fuchs zu verengt, um die Form des Ofens der Gestalt einer Löthrohrflamme anzupassen. Man ist davon jedoch wieder abgewichen, da bei dieser Konstruktion der Fuchs sehr stark erhitzt wurde, der Ofen selbst aber kalt blieb. (S. Bruno Kerl, Handb. d. m. Hüttenk. 1863. II. S. 531.)

Man benutzt zum Betriebe der Oefen bei Anwendung von Planrosten ein Gemisch von Braun- und Steinkohlen. Auf Kupferkammer hat man mit Treppenrosten Versuche gemacht und hofft dabei die Steinkohlen bei der Feuerung zu ersparen und allein mit Braunkohlen auszukommen. Der Versuch fiel jedoch ungünstig aus.

Unter und über der Feuerbrücke hatte man früher Luftzuführungscanäle angebracht, um nach Belieben eine oxydirende Wirkung im Ofen herbeizuführen, wenn die Schmelzpost sich zu schwefelreich erwies. Bei den neueren Oefen hat man diese Canäle ganz fortgelassen, da sich mittelst ihrer der genannte Uebelstand doch nicht beseitigen lässt.

Die Feuerbrücke ist massiv aus Chamottsteinen erbaut, endigt bogenförmig und ist mit einer 3—4 Zoll starken Quarzlage bedeckt, die sich leicht erneuern lässt.

Da sich an der Feuerbrücke, als am heissesten Theile des Ofens, der Stein leicht einfrisst, so ist in derselben eine eiserne, rechtwinklig gebogene Platte eingemauert, um das Herausfließen des Steins zu verhindern.

Um die Feuchtigkeit des Herdes abzuführen, liegt über dem Fundament eine 1 Zoll hohe Schicht von Rohschlacke. Darüber folgt, um dem Herde eine sichere Grundlage zu geben, eine 6—8 Zoll hohe Schicht geglähten Maurersandes. Der Herd besteht aus einem Gemenge von 8 Theilen gepochtem und vorher gebranntem Quarzsand und 1 Theil gepochter Schiefer-schlacke. Dies Gemenge wird in 3—2 Zoll starken Lagen aufgeschmolzen.

Der Herd bekommt eine muldenartige Gestalt mit geringer Neigung nach dem Abstich hin. — Die Art und Weise, wie der Herd aufgebrannt wird, ist ähnlich, wie es bei Beschreibung des Raffinirofens angeführt werden wird. Zu dem Herde führen zwei Oeffnungen. Der Feuerbrücke gegenüber befindet sich das sogenannte Schlackenthor. An demselben steigt der Fuchscanal in die Höhe.

Dem Stich gegenüber befindet sich die Arbeitsöffnung. Vor dem Stiche liegt eine Rinne aus Sandstein, über die der Concentrationsstein in ein darunter

befindliches Wasserbassin, die sogenannte Granulirgrube, fließt. Dieselbe ist zum Schutz der Arbeiter mit Barrieren umgeben. Zweckmässige Dimensionen einer Granulirgrube sind: 10 Fuss lang, 5 Fuss breit und $3\frac{1}{2}$ Fuss tief.

Die Oefen sind durch 3 Zoll dicke und $1\frac{1}{2}$ Zoll breite schmiedeeiserne Ankerplatten, die von $1\frac{1}{2}$ Zoll im Quadrat starken Ankern gehalten werden, gut geschützt. Als Widerlager des Ofengewölbes dienen noch 1 Zoll starke und 10 Zoll hohe gusseiserne Platten, welche in der entsprechenden Höhe rings um den Ofen angebracht sind und von der Verankerung des Ofens gehalten werden.

(Fortsetzung folgt.)

Ueber die Produktion der Privat-Berg- und Hüttenwerke des Uralgebirges in den Jahren 1860 und 1861.

Von

Généralleutenant H von Jossa in Petersburg.

A. Gouvernement Perm.

1. Bezirk Nischnetagilsk, den Erben Demidow gehörig. (Kreis Werchoturje.) Grundbesitz 638,274 Desätinen ($125\frac{1}{4}$ Quadratmeilen) darauf 547,296 Desät. Wald. Männliche Einwohnerzahl 26,760. In den Arbeiten waren 14,327. Gangbare Gruben: Goldseifen 8, Platinseifen 3, Kupfergruben 3, Eisengrube 1. Gangbare Hütten 9. Oefen: Hohöfen 7, Kupoloöfen 5, Komtesische Frischherde 56, Puddelöfen 37, Schweissöfen 32, Flammöfen zum Umschmelzen des Roheisens 7, Glühöfen 29, Cementstahlöfen 8, Gussstahlherde 6, Schachtöfen für Kupfererze 33, Spleissöfen 5, Gaarherde 5. Maschinen: Wasserräder 116, von 2600 Krft. Turbinen 4, von 88 Krft. Dampfmaschinen 20 von 570 Krft., zusammen 3258 Krft.

Produktion.

Gewonnen und ver-	1860.	1861.
waschen an Gold-		
sand	13,301,700 Pud	15,492,850 Pud.
Erhalten an Wasch-		
gold	25 P. 6 Pf. 8 Sol.	23 P. 32 Pf. 26 S.
Daraus an geschmol-		
zenem leg. Golde	24 „ 19 „ 83 „	23 „ 8 „ 35 „
Darin an Feingold	22 „ 4 „ 56 ^{54/96}	20 „ 37 „ 24 ^{87/96}
„ „ Feinsilber	2 „ 5 „ 4 ^{93/96}	2 „ 1 „ 88 ^{50/96}
Gewonnen und ver-		
waschen an Platin-		
sand	4,039,050 Pud.	8,563,800 Pud.
Erhalten an rohem		
Platina	55 P. 33 Pf. 84 Sol.	99 P. 15 Pf. 12 S.
Kupfererzgewinnung	3,346,260 Pud.	3,746,200 Pud.
Davon verschmolzen	3,182,000 „	3,800,000 „
Erhalten an Gaar-		
kupfer	101,879 „	93,429 „
Kupferblech	6,451 „	13,599 „
Eisenerzgewinnung	3,157,980 „	2,911,250 „
Verschmolzen	2,618,230 „	2,602,317 „

Roheisenerzeugung	1,760,144 „	1,691,506 „
Frischeisen	35,125 „	57,050 „
Puddeleisen	990,412 „	698,541 „
	1,025,537 Pud.	755,591 Pud.

Angefertigt: Eisenbahnschienen	412,540 „	147,639 „
Verschied. Eisensorten	253,870 „	303,114 „
Dach, Kessel u. Schiffblech	359,125 „	243,818 „
Eisenwaaren	9,862 „	— „
Roh- und Cementstahl	22,020 „	47,701 „
Holz	110,148 Cub.-Kl.	82,367 C.-Kl.
Holzkohle (à 70 Cub.-F. engl.)	232,342 Korb	191,468 Korb.

2. Bezirk Werchisetsk (der Gräfin Stenbok-Fermar, geborne Jakowlew) Kreis Catharinenburg. Grundbesitz 763,996 Desät. (gegen 150 Quadratmeilen) mit 448,000 Desät. Wald. Männliche Bevölkerung 15745, Arbeiter 6000. Gangbare Gruben: Goldseifen 2, Kupfergruben 1, Eisengruben 23. Gangbare Hütten 12. Oefen: Hohöfen 7, Kupoloöfen 5, Flammöfen 5, Glühöfen 38, Stahlöfen 3, Schachtöfen 3, Speissöfen 2, Frischherde 78, Streckherde 3, Schmiedefeuer 107. Maschinen: Wasserräder 187, von 3740 Krt. Dampfmaschinen 11, von 152 Krt., zusammen 3892 Krt.

Produktion.

	1860.	1861.
Goldhaltiger Sand	30,874,830 Pud.	28,318,609 Pud.
Waschgold	20 P. 21 Pf. 71 Sol.	19 P. 25 Pf. 38 Sol.
Legirtes Gold	20 „ 2 „ 33 „	19 „ 6 „ 32 „
Feingold	18 „ 20 „ 83 ⁷⁴ / ₉₆	17 „ 26 „ 53 ⁷¹ / ₉₆
Feinsilber	1 „ 12 „ 91 ⁵⁶ / ₉₆	1 „ 11 „ 69 ¹⁴ / ₉₆
Gaarkupfer	6,991 Pud.	7,192 Pud.
Roheisen	726,953 „	720,593 „
Gusswaaren	39,924 „	26,037 „
Frischeisen	495,199 „	336,356 „
Dachblech	257,410 „	157,861 „
Kesselblech	12,950 „	6,294 „
Bandeisen	13,154 „	10,739 „
Eisenwaaren	10,026 „	11,051 „
Holz	84,134 C.Kl.	83,577 C.-Kl.
Holzkohlen	234,143 Korb.	162,866 Korb.

3. Bezirk Alapajewsk (Jakowew's Erben gehörig). Kreis Werchoturje und Irbt. — Grundbesitz 845,187 Desät. (gegen 166 Quadratm.) mit 724,777 Desätinen Wald. Männliche Bevölkerung 8,626. Arbeiterzahl 4453. Gangbare Eisengruben 14, Gangbare Hütten 4. Oefen: Hohöfen 5, Kupoloöfen 1, Frischherde 50, Puddelöfen 13, Schweissöfen 9, Puddelschweissöfen 4. Maschinen: Wasserräder 54, von 1380, Turbinen von 1189, Dampfmaschinen 1 von 35 Krt., zusammen 2595 Krt.

Produktion.

	1860.	1861.
Eisenerz	1,502,150 Pud.	999,654 Pud.
Roheisen	703,764 „	592,575 „
Frischeisen	87,089 „	26,480 „
Puddeleisen	414,199 „	294,891 „
	501,288 Pud.	321,311 Pud.
Verschiedene Eisensorten	463,626 „	373,417 „

Darunter Dach- und Kesselblech	233,845 Pud.	209,496 Pud.
Holz	60,534 C.Kl.	45,626 C.-Kl.
Holzkohlen	69,762 „	62,064 Korb.

4. Bezirk Newiansk (den Erben Jakowlew's gehörig). Kreis Catharinenburg. — Grundbesitz 169,564 Desätinen (gegen 33 Quadratmeilen) mit etwa 70,000 Desätinen Wald. Männliche Bevölkerung 8933. Arbeiterzahl 4670. Gangbare Gruben: Goldseifen 5, Eisengruben 5. Gangbare Hütten 3. Oefen: Hohöfen 3, Frischherde 27, Streckherde 26, Stahlöfen 1, Glühöfen 1. Wasserräder 64 von 1075 Krt.

Produktion.

	1860.	1861.
Waschgold	12 P. 24 Pf. 28 Sol.	18 P. 7 Pf. 16 Sol.
Legirtes Gold	12 „ 23 „ 26 „	17 „ 33 „ 36 „
Feingold	10 „ 29 „ 80 ⁵⁶ / ₉₆	15 „ 2 „ 22 ⁴⁴ / ₉₆
Feinsilber	— „ 30 „ 29 ¹⁰ / ₉₆	— „ 28 „ 43 ¹³ / ₉₆
Roheisen	354,912 Pud.	515,580 Pud.
Frischeisen	274,508 „	257,059 „
Eisenwaaren und Stahl	12,766 „	14,291 „
Holz	38,624 C.-Kl.	37,658 C.-Kl.
Holzkohle	97,872 Korb.	86,391 Korb.

5. Bezirk Serginsk (den Erben Gubin gehörig). Kreis Krasnoufimsk. Grundbesitz 198,074 Desätinen (38 Quadratmeilen). Männliche Bevölkerung 9385. Gangbare Eisengruben 35. Gangbare Hütten 5. Oefen: Hohöfen 2, Kupoloöfen 1, Glühöfen 10, Puddelöfen 4, Schweissöfen 4, Flammöfen 2. Wasserräder 102 von 2370 Kft.

Produktion.

	1860.	1861.
Eisenerze	667,000 Pud.	765,000 Pud.
Roheisen	462,891 „	428,776 „
Gusswaaren	39,724 „	85,580 „
Frischeisen	394,357 „	367,832 „
Puddeleisen	74,998 „	67,465 „
	469,355 Pud.	435,297 Pud.
Holz	40,361 C.-Kl.	46,889 C.-Kl.
Holzkohlen	116,593 Korb.	99,050 Korb.

6. Bezirk Kischtyrn (gehört den Kaufmannsfrauen Charitonow und Sotow, geborenen Rastorgujew). Kreise Catharinenburg und Krasnoufimsk. — Grundbesitz 542,725 Desät. (106 Quadratmeilen) mit 423,776 Desätinen Wald. Bevölkerung 16,393. Gangbare Goldseifen und Eisengruben 27, Hütten 6. Oefen: Hohöfen 4, Kupoloöfen 3, Frischherde 81, Puddelöfen 6, Schweissöfen 4, Glühöfen 16. Maschinen: Wasserräder 112 von 1600 Krt. Turbinen 2 von 80 Krt. Dampfmaschinen 5 von 64 Krt.

Produktion.

	1860.	1861.
Goldsand	14,900,000 Pud.	9,000,000 Pud.
Waschgold	6 Pud 7 Pf. 66 Sol.	4 Pud 13 Pf. 37 Sol.
Legirtes Gold	6 „ 3 „ 8 „	4 „ 8 „ 54 „
Feingold	5 „ 21 „ 46 ³³ / ₉₆	3 „ 33 „ 83 ⁸² / ₉₆
Feinsilber	— „ 19 „ 46 ¹ / ₉₆	— „ 12 „ 89 ⁷⁰ / ₉₆
Roheisen	837,878 Pud.	783,951 Pud.
Gusswaaren	72,829 „	74,613 „
Frischeisen	379,388 „	275,683 „
Puddeleisen	114,000 „	110,000 „
	493,388 Pud.	285,683 Pud.

Eisenblech	81,562 Pud.	75,698 Pud.
Eisenwaaren	18,222 „	16,076 „
Holz	54,900 C.-Kl.	48,011 C.-Kl.
Holzkohlen	105,383 Korb.	98,403 Korb.

7. Bezirk Sysert (gehört den Erben Turtschaninow). Kreis Catharinenburg. — Grundbesitz 239,259 Desätinen (47 Quadratm.) mit 214,378 Desät. Wald. Bevölkerung 11,624, Arbeiterzahl 4668. Gangbare Gruben: Goldseifen 6, Eisengruben 13, Kupfergruben 1. Hütten 5. Oefen: Hohöfen 4, Kupolöfen 1, Frischherde 10, Puddelöfen 18, Schweissöfen 11, Schachtöfen 14, Spleissöfen 2, Gaarherde 2. Maschinen: Wasserräder 25 von 598 Krft. Turbinen 11 von 266 Krft. Dampfmaschinen 9 von 219 Krft.; zusammen 1083 Krft.

Produktion.

	1860.	1861.
Goldsand	5,459,000 Pud.	3,472,300 Pud.
Waschgold	6 P. 17 Pf. 94 Sol. 3 P. 29 Pf. 94 Sol.	
Legirtes Gold	6 „ 14 „ 24 „ 3 „ 28 „ 58 „	
Feingold	5 „ 32 „ 850/96 3 „ 15 „ 7931/96	
Feinsilber	— „ 19 „ 4822/96 — „ 11 „ 218/96	
Kupfererze	1,400,000 Pud.	1,533,000 Pud.
Gaarkupfer	29,443 1/2 „	17,760 1/2 „
Eisenerze	2,118,900 „	1,760,500 „
Roheisen	961,912 „	769,345 „
Frischeisen	63,655 „	52,569 „
Puddeleisen	487,782 „	366,777 „
	551,437 Pud.	429,346 Pud.
Holz	83,747 C.-Kl.	71,457 C.-Kl.
Holzkohlen	116,475 Korb.	90,253 Korb.

8. Bezirk Suksun (gehört einer Aktiengesellschaft). Kreise Krasnoufmsk, Osinsk, Kungur und Perm. — Grundbesitz 538,946 Desät. (105 Quadratmeilen) mit 357,019 Desät. Wald. Bevölkerung 12,526. Eisengruben 59. Kupfergruben 242. Hütten 8. Oefen: Hohöfen 3, Frischherde 51, Puddelöfen 2, Schweissöfen 7, Glühöfen 2, Schachtöfen 12, Spleissofen 1, Gaarherde 2. Wasserräder 67 von 1587 Krft.

Produktion.

	1860.	1861.
Gaarkupfer	10,094 Pud.	7,105 Pud.
Roheisen	485,318 „	402,202 „
Frischeisen	326,172 „	309,899 „
Puddeleisen	35,000 „	49,500 „
	411,172 Pud.	359,399 Pud.

Verschiedene Eisen-		
sorten	157,400 „	155,500 „
Holz	54,652 C.-Kl.	46,445 C.-Kl.
Holzkohlen	133,985 Korb.	105,673 Korb.

9. Bezirk Rewdinsk (gehört dem Obristen a. D. Demidow). Kreise Catharinenburg und Krasnoufmsk. Grundbesitz 168,840 Desät. (33 Quadratmeilen) mit 71610 Desätin. Wald. Bevölkerung 6747. Arbeiterzahl 3881. Gangbare Eisen- und Kupfergruben 31. Hütten 3. Oefen: Hohöfen 2, Kupolöfen 1, Frischherde 11, Puddelöfen 12, Schweissöfen 7, Kupferschmelzöfen 3. Wasserräder 32 von 400 Krft.

Produktion.

	1860.	1861.
Gaarkupfer	251 Pud.	228 Pud.
Roheisen	649,527 „	555,327 „

Gusswaaren	13,850 Pud.	21,970 Pud.
Frischeisen	35,294 „	25,743 „
Puddeleisen	288,472 „	275,821 „
	323,766 Pud.	301,564 Pud.
Eisenwaaren	13,837 Pud.	12,822 Pud.

10. Bezirk Olginsk (der Fr.-Fr. Gräfin Rochefort gehörig). Kreis Osa. (Grubenbesitz und Waldungen nicht angegeben.) Arbeiterzahl 285. Gangbare Kupfergruben 16, Hütten 2. Schachtöfen 11, Spleissöfen 2, Gaarherde 5, Frischherde 1. Wasserräder 2 von etwa 30 Krft.

Produktion.

	1860.	1861.
Kupfererze	59,645 Pud.	122,192 Pud.
Gaarkupfer	1,698 „	2,193 „
Holz	1,408 C.-Kl.	688 C.-Kl.
Holzkohlen	3,409 Korb.	1,914 Korb.

11. Bezirk Schaitansk (den Fr. Kusmin und Berg gehörig). Kreis Catharinenburg. Grundbesitz 34,417 Desät. (6 3/4 Quadratmeilen) mit 18,239 Desät. Wald. Bevölkerung 2921. Arbeiterzahl 1315. Gangbare Gruben: Goldseifen 3, Eisengruben 41, Hütten 2. Hohöfen 1, Kupolöfen 1, Frischherde 5, Glühöfen 1. Wasserräder 22.

Produktion.

	1860.	1861.
Goldsand	5,212,900 Pud.	5,939,200 Pud.
Waschgold	4 P. 12 Pf. 90 Sol. 4 P. 8 Pf. 39 Sol.	
Legirtes Gold	4 „ 3 „ 94 „ 4 „ 5 „ 49 „	
Feingold	3 „ 37 „ 4237/96 3 „ 33 „ 3018/96	
Feinsilber	— „ 10 „ 7342/96 — „ 10 „ 4460/96	
Roheisen	158,268 Pud.	132,798 Pud.
Gusswaaren	58,352 „	76,632 „
Frischeisen	52,681 „	35,931 „
Eisensorten	23,953 „	15,664 „
Holz	14,469 C.-Kl.	14,885 „
Holzkohlen	24,450 Korb.	20,030 Korb.

12. Bezirk Jugowsko-Irginsk (einer Aktiengesellschaft gehörig). Kreise Perm, Osa und Krasnoufmsk. Grundbesitz 279,212 Desät. (55 Quadratmeilen) mit 154,756 Desät. Wald. Bevölkerung 7899. Kupfergruben 46, Eisengruben 55. Hütten 7. Hohöfen 1. Frischherde 20, Glühöfen 1, Schachtöfen 13, Spleissöfen 1, Gaarherde 3.

Produktion.

	1860.	1861.
Gaarkupfer	8,449 Pud.	10,186 Pud.
Roheisen	153,501 „	139,631 „
Frischeisen	123,703 „	92,956 „
Holz	24,209 C.-Kl.	23,468 „
Holzkohlen	59,424 Korb.	46,667 Korb.

13. Die Kupferhütte Swiatotschudowsk (gehört dem Herrn Gramatschikow). Kreis Kamyschlow. Grundbesitz 1 Quadr.-Werst = 104 Desät. = 1/49 Quadr.-Meile. Eine Kupfergrube und 1 Hütte, mit 6 Schachtöfen, 1 Spleissofen, 1 Gaarherd und 1 Dampfmaschine von 20 Krft.

Produktion.

	1860.	1861.
Kupfergewinnung	50,000 Pud.	39,000 Pud.
Verschmolzen	— „	10,761 „
Erhalten an Gaarkupfer	— „	262 1/2 „

14. Bezirk Poschewsk (gehört dem Herrn A. Wsewoloschski). Kreis Solikamsk. Grundbesitz 253,711 Desät. (gegen 50 Quadratmeilen) mit 232,754 D. Wald. Eisengrube 1. Hütten 3. Hohöfen 4, Kupolöfen 3, Flammöfen 1, Puddelöfen 18, Schweissöfen 10, Glühöfen 14, Frischherde 2. Wasserräder 30 von 645 Kft. Dampfmaschinen 5 von 114 Kft. Dampfhammer 2 von 3 Tonn.

Produktion.

	1860.	1861.
Eisenerze	537,180 Pud.	485,920 Pud.
Roheisen	174,135 „	157,987 „
Gusswaaren	17,800 „	8,825 „
Frischeisen	14,987 „	21,066 „
Puddeleisen	198,657 „	218,882 „
	213,644 Pud.	239,948 Pud.
Verschiedene Eisen.		
sorten	160,145 „	130,881 „
Eisenwaaren	9,772 „	4,747 „
Holz	20,778 C.-Kl.	14,051 C.-Kl.
Holzkohlen	47,296 Korb.	22,248 Korb.
Ferner: von den ver-		
pachteten Goldseifen		
an Waschgold 3 Pud 29 Pf. 22 Sol. 2 P.	20 Pf. 61 Sol.	
Legirtes Gold 3 „ 25 „ 19 „ 2 „ 17 „ 44 „		
Darin Feingold 3 „ 12 „ 43 ⁹ / ₉₆ 2 „ 8 „ 87 ⁴⁹ / ₉₆		
Feinsilber — „ 11 „ 22 ⁶⁸ / ₉₆ — „ 7 „ 50 ⁸⁰ / ₉₆		

(Schluss folgt.)

Die Resultate der Darstellung des Aluminiummetalles und die Aussichten für diesen Industriezweig in den Preussischen Landen.

Von

Herrn Bergassessor Dr. Wedding in Berlin.

Als Materialien zur Aluminiumdarstellung dienen aus Thon dargestellter Ammoniakalaun, Kryolith aus Grönland und Bauxit (d. Bl., Nr. 4), eine Diasporvarietät mit 60—75 Al, 12—25 Fe, 1—3 Proc. Si und

durchschnittlich 12 Proc. H, bei dem Dorfe Baux in Frankreich zuerst aufgefunden. Die Erzkosten für den Bauxit bleiben weit unter den einander ziemlich gleichen des Kryoliths und des Alauns, dagegen verursacht die Verarbeitung des Bauxits die meisten Kosten. Trotzdem sind die Kosten der Darstellung des Aluminiums aus letzterem Mineral weit geringer, als der aus Kryolith und namentlich aus Alaun, wie die allgemeine Anwendung des ersteren in Frankreich und England lehrt. Will man in Preussen eine lebensfähige Aluminium-Industrie begründen, so ist die Grundbedingung die Beschaffung von Bauxit oder eines ähnlichen Materiales. Die Möglichkeit einer Auffindung desselben lässt sich nicht in Abrede stellen. Es finden sich in Preussen viele Brauneisenerze, welche, wenn auch nicht das Conglomerat- oder Breccienartige des Bauxits darbietend, doch an Farbe und sonstigen Eigenschaften diesem ähnlich sind. Besonders unter den eisenärmeren Erzen dürften sich Varietäten finden, in denen das Eisenoxyd durch Thonerde vertreten ist, vielleicht in den ärmeren Raseneisensteinen der norddeutschen Tiefebene zwischen Königsberg und Aachen, den oberschlesischen Brauneisensteinen, im devonischen und Kohlenkalk Westphalens, in Gängen armen Brauneisensteins in basaltischen Gesteinen etc. Die niedrigsten Erzeugungskosten für 1 Pfd. Aluminium aus Bauxit würden nach ungefähren Berechnungen etwa 7¹/₂ Thlr. sein, während sie durch allerhand Störungen bei den Operationen zur Zeit immer noch 17¹/₃—17⁵/₆ Thlr. betragen. Der Preis des Aluminiums darf für diejenigen Zwecke, wo es Silber vertreten soll, viermal höher, als der des letzteren sein, oder 3¹/₂ Mal höher, als der von Messing und Neusilber. Dieses Verhältniss zum Silber ist längst erreicht, ja weit übertraffen, und hat daher das Aluminium für vielfache Zwecke, besonders bei physikalischen und mathematischen Instrumenten Anwendung gefunden; im Ersatz von Messing und Neusilber wird das reine Aluminium nur da Verwendung finden, wo seine vortrefflichen Eigenschaften, namentlich sein geringes specifisches Gewicht, durch die Höhe des Preises nicht aufgewogen werden.

(Im Auszuge aus den Verhandl. d. Vereins für Gewerbfl. in Preussen.)

Referate.

Berg- und hüttenmännisches Jahrbuch der k. k. Bergakademien zu Leoben und Schemnitz und der k. k. Montanlehranstalt zu Przibram. XIII. Band. (Als Fortsetzung des Jahrbuches der k. k. Montanlehranstalt zu Leoben.) Redacteur Johann Grimm, k. k. Oberbergrath, Director der k. k. Montanlehranstalt zu Przibram. Mit mehreren in den Text gedruckten Figuren und 8 lithographirten Tafeln. Wien. In Commission bei Tendler & Comp. (Carl Fromme) 1864.

(Schluss v. S. 308.)

Alb. Miller R. v. Hauenfels, die nutzbaren Mineralien von Obersteiermark nach geognostischen Zo-

nen betrachtet. — Der Verfasser versucht eine möglichst genaue Feststellung der Formationsgrenzen und zählt die in den einzeln festgelegten Zonen vorkommenden nutzbaren Mineralien auf. Demnach finden sich:

- 1) in den massigen Gesteinen: Chromerze, stockwerksartig im Serpentin;
- 2) in den krystallinischen Schiefern: im Gneuss Fahlerze und silberhaltige Bleiglanze, im Allgemeinen von wenig Bedeutung; im Glimmerschiefer und ältern Thonschiefer: Eisenglanz, Schwefel-, Magnet- und Kupferkies in wenig mächtigen Lagern, Nickel- und Kobalterze auf Gängen, wo diese mit den vorerwähnten Lagern sich schaaren; Graphitlager, die viel zu versprechen scheinen, Alaunschiefer etc.;
- 3) in der Kohlenformation: Anthracit- und Eisensteinlager; Kupfer- und Bleierze in alten Bauen;
- 4) in der Triasformation: Spatheseisenstein in einem be-

deutenden Zuge, den der Verfasser dem bunten Sandsteine einreihen zu müssen glaubt, während man bis jetzt denselben als der Grauwacke angehörig betrachtet hat; Steinsalz, Gyps etc.;

5) in der Tertiärformation: Gedicgender Schwefel in geringer Menge in den unteren Ablagerungen, Braunkohlen in bedeutenden Lagern, Eisenerze und feuerfeste Thone in den mitteltertiären Abtheilungen,

6) im Alluvium. Goldsand in geringer Menge und Torf, ziemlich verbreitet.

Grimm, über den Goldbergbau zu Eule in Böhmen. Der betreffende Bergbau — $2\frac{1}{2}$ bis 3 Meilen südlich von Prag belegen — ist in Folge früher unüberwindlicher Hindernisse auflässig geworden und gegenwärtig nach Heranholung eines tiefen Stollns in Wiederaufnahme begriffen. Ausser seiner lokalen Bedeutung bietet dieser Bergbau viel des allgemein Interessanten dar und es giebt die fragliche Arbeit nach einer kurzen Darlegung der Ortslage, der äussern und innern Gebirgsbeschaffenheit, der Natur der Erzlagerstätten, des alten Bergbaubetriebes und der Geschichte desselben viele Anhaltspunkte zur Beurtheilung anderer älterer Goldbergbaue. — Das Vorkommen des Goldes anlangend mag Folgendes hier Platz finden:

Das Gold findet sich auf Gängen und Gangtrümmchen von $\frac{1}{4}$ Zoll bis zu mehreren Fussn Mächtigkeit, welche in einem von Granit begrenzten krystallinischen Thonschiefer aufsetzen. Die Gangausfüllung, lagenweise angeordnet, besteht überwiegend aus Quarz, seltener aus Kalkspath und noch seltener aus Chlorit; ferner aus Letten mit Bruchstücken von Nebengestein untermergt. Von Erzen kommen Eisenkies und seine Zersetzungsprodukte vor, dann das gediegene Gold. Letzteres findet sich fein eingesprengt in den mächtigen dichten Quarzmassen, körnig in schmalen Quarztrümmern, blättrig und krystallinisch im zerfressenen Quarze — begleitet von Zersetzungsprodukten des Eisenkieses —; ausserdem im Ausschrame, besonders wenn derselbe eisenocherig ist. Der Eisenkies steht mit der Goldführung im innigen Zusammenhange und findet sich nicht blos im Gange, sondern auch im Nebengesteine. In den Gangtrümmchen pflegt das Gold am häufigsten da vorzukommen, wo diese mit Quarztrümmchen in Berührung kommen.

Derselbe, über die geognostischen Verhältnisse und die Erzlagerstätten der Gutglückszeche zu Oberlischnitz in Böhmen. Die Gutglückszeche liegt $3\frac{1}{2}$ Wegstunden von Przibram und ist in dem Granitzuge betrieben, welcher im Böhmerwalde beginnt und in nordöstlicher Richtung im Innern von Böhmen sich fortzieht. Dieser Zug ist im Ganzen durch Stollnanlagen über 300 Klafter aufgeschlossen und dadurch in seinen geognostischen Verhältnissen blossgelegt. Die überfahrenen Erzlagerstätten setzen theils in einem syenitischen Gestein, theils im Gneuss und Granit auf. Erstere hält der Verfasser nicht für wirkliche Gänge, sondern für Strukturflächen, an denen sich die Erze (Bleiglanz, Kupferkies und Zinkblende) concentrirt haben. — Im Granite und Gneusse setzen goldführende Quarztrümmern auf. Die Alten scheinen mehr auf diesen Trümmern als auf den bleiglanzführenden Lagerstätten des Syenits gebaut zu haben. Der in neuerer Zeit wieder aufgenommene Bergbau ist der unerfreulichen Resultate halber abermals eingestellt. Der Verfasser glaubt, dass er dennoch weiterer Versuche werth sei.

W. Mrázek, Ueber Kupfer- und Nickelvorkommen in den Produkten der Przibramer Schmelzhütte. — Der in den Przibramer Bleigeschicken vorkommende geringe Nickelgehalt, von verschiedenen Nickel- und Kobalterzen herrührend, geht theils in den Schlacken, theils in den Handelsbleien und Glätten, theils in den Eisensauen verloren und wird nur zum geringen Theil bei der Krätz- und Bleisteinarbeit in einer Speise concentrirt. Die Aufnahme des Nickels und Kobalts ins Werkblei scheint durch den Antimongehalt von 1 bis 2 Procent veranlasst zu werden, und in die Schlacke gelangen dieselben mittelst des darin nie fehlenden zinkreichen Steines. Eisenansätze reissen eben so begierig, wie die Speise selbst das Nickel an sich. Man erhält beim Verschmelzen von Bleistein und Krätzen etwa 0,8 Proc. Bleistein und Speise, welche letztere gegen 13 Proc. Ni, $1\frac{1}{2}$ Proc. Cu und $3\frac{3}{4}$ Loth Ag im Centner enthält. Bleistein von der ordinären Bleiarbeit hält 0,18—0,34, solcher von der Niederschlagsarbeit nur 0,05 Proc. Nickel, indem zu letzterer die reineren und reichsten Gefälle kommen. — Der in den Bleigeschicken sich findende geringe Kupfergehalt geht beim Verschmelzen der gerösteten Erze grösstentheils in die Schlacke (0,25 Proc.), ein geringer Theil in Werkblei (0,085—0,164 Proc.), Bleistein (0,5—0,9 Proc.) und

Krätzspeise (1,5 Proc.), bei deren weiterer Verarbeitung derselbe gleichfalls in den Schlacken oder in den Handelsbleien, Glätten (bis 0,1 Proc.) und Abstrich (bis 0,86 Proc.) verloren geht. Vielleicht liesse sich derselbe dadurch nutzbar machen, dass man die an 40 Proc. Eisen enthaltenden Bleierzschlacken auf kupfer-, nickel- und silberhaltiges Roheisen verschmolze und dieses statt alten Eisens bei der Niederschlagsarbeit verwendete. Auch liesse sich durch Zuschlagen der eisenhaltigen Ofenbrüche beim Krätzschmelzen gewiss der Nickel- und Kupfergehalt in der dabei fallenden Krätzspeise anreichern.

W. Mrázek, ein Beitrag zur Theorie der Przibramer ordinären Bleiarbeit. — Dieser Arbeit werden die an Silber und Blei ärmeren Geschieke mit etwa 40 Pfd. Pb und 8 Loth Ag im Centner unterworfen, nachdem dieselben in Flammöfen geröstet. Wegen des bedeutenden Zinkblendegehaltes (17,60 Proc. Zn S auf 34,58 Pb) lässt sich der erforderliche Grad der Entschwefelung nicht erreichen und es bedarf deshalb beim Schmelzen eines so hohen Eisenzuschlages (8,9 Proc.), als ob der im Erz enthaltene Bleiglanz beim Rösten vollkommen roh geblieben wäre. Dieser hohe Eisenzuschlag erklärt sich hauptsächlich durch die Zerlegung des Schwefelzinks durch denselben, welches letztere nicht blos im Röstgute unzersetzt geblieben oder durch Reduktion von schwefelsaurem Zinkoxyd entstanden ist, sondern von Neuem auch immer dadurch gebildet wird, dass der im Ofen aufsteigende Zinkdampf aus Schwefelblei und schwefelsaurem Bleioxyd bei Gegenwart von Kohlenoxyd Schwefel aufnimmt. Nach dem Fournet'schen Gesetze, so wie durch eine Reihe von Experimenten ist erwiesen, dass Zink zum Schwefel verwandter ist, als Blei. Ausserdem dürfte Schwefelzink durch Einwirkung von Schwefelkohlenstoff und schwefliger Säure bei Gegenwart von Kohle erzeugt werden. Eine fernere Quelle des Eisenverbrauches liegt mit Sicherheit darin, dass Zinksilikat unter Verflüchtigung von Zink durch Eisen in Eisenoxydsilikat verwandelt wird. Beim Verschmelzen der Beschickung fallen nur Werkblei und Schlacke und kein Stein; da bei näherer Betrachtung der Schlacke selbst unter der Loupe sich keine Lechtropfen in derselben entdecken lassen, so muss die Frage aufgeworfen werden, wo die sich bildende nicht unbeträchtliche Lechmenge geblieben ist. Durch eine genaue Analyse der Schlacke, bei welcher ein Schwefelgehalt darin gefunden wurde, so wie durch die Ermittlung der Art und Menge der an den Schwefel gebundenen Metallradicale der Schlacke hat der Verfasser diese Frage sehr sinnreich be-

antwortet. Die Schlacke enthielt 28,10 Si, 5,00 Al, 0,51 Fe, 47,14 Fe, 7,25 Zn, 2,38 Pb, 0,31 Cu, 0,17 Ni und Co, Spr. Mn, 3,35 Ca, 0,76 Mg, 0,01 Ag, 2,71 S, Sb und As Spur, 2,52 P. Um die Verbindungsweise der in der Schlacke etc. enthaltenen Schwefelmetalle zu erkennen, wurden dieselben durch Schmelzen von 20 Grm. Schlacke mit 50 Grm. Glas und 25 Grm. Borax in einer Bleitute abgeschieden. Dieses abgeschiedene Schlackensulphuret enthielt 37,8 Fe, 12,8 Pb, 11,0 Zn, 2,6 Cu, 1,5 Ni u. Co, 0,116 Ag, 26,94 S, 1,1 Sb, Spr. As und 3,2 Na. War gleich die Zusammensetzung des ursprünglich in den Schlacken enthaltenen Sulphurets durch Aufnahme von Na aus dem Flussmittel verändert, so blieb dieselbe doch auf das zu erzielende Resultat ohne wesentlichen Einfluss, nachdem man für das Schwefelnatrium die äquivalente Schwefeleisenmenge ausgemittelt. Es liess sich jetzt für jedes in dem Schlackensulphuret enthaltene Metallradical sein wahrer geschwefelter und sein etwaiger oxydirtirter Antheil an der Zusammensetzung der Bleischlacke mit einiger Genauigkeit ermitteln und haben diese Ermittlungen zu nachstehender wahren stöchiometrischen Zusammensetzung der Schlacke geführt;

I. Sauerstoffverbindungen:

	Si	28,100
	Al	4,905
	Fe	40,731
1. Singulosilikat	Zn	5,759
5 R ^s Si + Al Si	Pb	0,981
	Ca	3,286
	Mg	0,746

84,508

2. Neutrales Phosphat. R \ddot{P}	\ddot{P}	2,520		
	\ddot{Al}	0,095		
	Fe	0,789		
	\ddot{Zn}	0,111		
	Pb	0,019		
	Ca	0,064		
		Mg	0,014	
			3,612	
3. Eisenoxyduloxyd			0,740	

88,86.

II. Schwefelverbindungen (Schlackensulphuret).

1. Lechsubstanz von der Form: 20 R S : 3 R ₂ S, darunter 6 Fe S : Fe ₂ S.	Fe S	4,923		
	Zn S	1,656		
	Pb S	1,310		
	Ag S	0,014		
		7,903		
2. Speisesubstanz (Sb 0.11, Ni und Co 0.15, As Spr.)	Fe ² S	1,343		
	Cu ² S	0,326		
		1,669	9,572	
			0,260	
Abgang der Schlackenlechanalyse		0,298	10,13	
Abgang der Schlackenanalyse			1,01	

100,00.

Es ist nun zu entscheiden, wie das Schlackensulphuret im Silikate vorkommt, und zwar

a) ob als Sulphosilikat. Dies ist unwahrscheinlich, da überall die Existenz solcher Verbindungen zweifelhaft. In der ganzen metallurgischen Literatur findet sich keine weitere Ausführung der Theorie solcher Silikate, auch ist ihre Annahme, wie von Le Play geschehen, zur Erklärung gewisser chemischer Vorgänge nicht nöthig. Von ihrem eigenen Urheber ist die Theorie der Sulphosilikatbildung nicht weiter verfolgt.

b) Geschieht die Aufnahme des Leches in die Schlacke durch chemische Anziehungskraft oder durch Molekularkräfte? Dass die Schwefelungen als Oxy-sulphurete vorhanden sein sollten in Folge eines Mangels an Kieselsäure zur Sättigung der Basen, ist unwahrscheinlich, da die Schlacke ein Singulosilikat ist, auch das Schwefeleisen zum oxydirten Eisen wenig Verwandtschaft zu haben scheint, es müsste sonst beim Frischen eines schwefelhaltigen Roheisens bei Bildung einer solchen Verbindung die Abscheidung des Schwefels begünstigt werden.

Es ist wahrscheinlich, dass in Folge von mechanischer Molekularwirkung, der Adhäsion, nach Analogie der Diffusionserscheinungen auf nassem Wege, der Lech in der Schlacke verschwindet, wie z. B. bei der Lösung ätherischer Oele in Wasser, der Auflösung von Aether und Wasser, der

Aufnahme des Kupferoxyduls vom Kupfer (bis 20 Proc. Cu), die Geneigtheit Antimon und Tellur enthaltender Speisen, mit metallischem Blei zu einer homogenen Masse zusammen zu schmelzen, Löslichkeit von Speisen in Lechen und umgekehrt etc. Fände blos in Folge einer zu geringen Differenz zwischen den specifischen Gewichten von Sulphuret und Schlacke keine Trennung statt, so muss man in letzterer Lechkügelchen beobachten können, was nicht der Fall ist. Die Auflöslichkeit des nach obiger Analyse vorhandenen Einfachschwefeleisens in der Schlacke scheint durch einen Zinkblendegehalt begünstigt zu werden, mit der Abnahme des letzteren vermindert sich auch die Löslichkeit des ersteren; dagegen wird um so weniger Schwefeleisen aufgelöst, je mehr sich dasselbe dem Halbschwefeleisen, Fe₂ S, nähert, welches ganz andere Eigenschaften, als Fe S hat. Daher kommt es, dass sich in solchen Fällen, wo Fe S fast ganz zerstört und durch Fe₂ S oder Cu₂ S ersetzt worden, sich neben der Schlacke Bleistein ausscheidet. So fällt zuweilen zu Przibram ein Lech mit 21,81 S, 2,67 Sb, 62,78 Fe, 10,37 Pb, 2,56 Zn, 0,06 Ag, welcher meist nur Fe₂ S

enthält. Kommen Halbschwefelmetalle mit Einfachschwefelmetallen vor, so trennen sie sich im Schmelzraum, erstere bilden einen sich absondernden Stein, letztere lösen sich mit einem gewissen Antheil von Zn S, Pb S und Ag S im Silikat auf, was zu Metallverlusten führt.

W. Mrázek, chem. Mittheilungen aus dem Laboratorium der k. k. Montanlehranstalt zu Przibram von 1862—1863. — Quantitative Bestimmung des Eisenoxys in der Przibramer ordinären Bleischlacke, von Mrázek. — Derselbe, Analyse von Przibramer Bleiglätte und Arsenkiesen. — Balling, Analysen von Hohofenschlacken der Zbirover Eisenwerke. — Helmhacker; Analysen von Przibramer Mineralien (Kaolin, Bournonit, Boulangerit, Freieslebenit, Miargyrit).

Rath und Hülfe für Diejenigen, welche an Gesichtsschwäche leiden und namentlich durch angestregtes Studiren und angreifende Arbeit den Augen geschadet haben.

Seit meinen Jugendjahren hatte auch ich die leidige Gewohnheit, die Stille der Nacht wissenschaftlichen Arbeiten zu widmen. Sowohl hierdurch, als durch viele angreifende optische und feine mathematische Ausführungen war meine Sehkraft so sehr geschwächt, dass ich um so mehr den völligen Verlust derselben befürchten musste, da sich eine fortwährende entzündliche Disposition eingestellt hatte, welche mehrjährigen Verordnungen der geschicktesten Aerzte nicht weichen wollte. Unter diesen betrübenden Umständen gelang es mir, ein Mittel zu finden, welches ich nun schon seit 40 Jahren mit dem ausgezeichnetsten Erfolge gebrauche. Es hat nicht allein jene fortdauernde Entzündung vollständig beseitigt, sondern auch meinen Augen die volle Schärfe und Kraft wiedergegeben, so dass ich jetzt, wo ich das 75. Lebensjahr antrete, ohne Brille die feinste Schrift lese und mich, wie in meiner Jugend, noch der vollkommensten Sehkraft erfreue. Dieselbe günstige Erfahrung habe ich auch bei Andern gemacht, unter welchen sich Mehrere befinden, welche früher, selbst mit den schärfsten Brillen bewaffnet, ihren Geschäften kaum noch vorzustehen vermochten. Sie haben bei beharrlichem Gebrauche dieses Mittels die Brille hinweggeworfen und die frühere natürliche Schärfe ihres Gesichts wieder erlangt. Dieses **Waschmittel** ist eine wohlriechende Essenz, deren Bestandtheile die Fenchelpflanze ist. Dieselbe enthält weder Drastica, noch Narcotica, noch metallische oder sonstige schädliche Bestandtheile. Die Bereitung der Essenz erfordert indessen eine verwickelte chemische Behandlung, und ich bemerke daher, dass ich dieselbe seit längerer Zeit in vorzüglicher Güte von dem hiesigen Chemiker, Herrn Apotheker Geiss, beziehe; derselbe liefert die Flasche für einen Thaler und ist gern erbötig, dieselbe nebst Gebrauchs-Anweisung auch auswärts zu versenden. Ich rathe daher den Leidenden, die Essenz von hier zu beziehen, indem eine solche Flasche auf lange Zeit zum Gebrauche zureicht, da nur etwas Weniges, mit Flusswasser gemischt, eine milchartige Flüssigkeit bildet, womit Morgens und Abends, wie auch nach angreifenden Arbeiten, die Umgebung des Auges befeuchtet wird. Die Wirkung ist höchst wohlthätig und erquickend, und erhält und befördert zugleich die Frische der Hautfarbe.

Es wird mich erfreuen, wenn vorzüglich denen dadurch geholfen wird, welche bei dem rastlosen Streben nach dem Lichte der Wahrheit oft das eigene Licht ihrer Augen gefährden und einbüßen müssen. Vielleicht kann auch durch den Gebrauch dieses Mittels das leider in der jungen Welt so sehr zu Mode gekommene entstellende Brillentragen vermindert werden, da dieses in den meisten Fällen die Augen mehr verdirbt als verbessert. Brillen können nur einer fehlerhaften Organisation des Auges zu Hülfe kommen, aber nie gesunde oder geschwächte Augen stärken und verbessern.

Aken, a. d. Elbe.

Dr. Romershausen.

BERG- UND HÜTTENMÄNNISCHE ZEITUNG

Redaction:

BRUNO KERL, und FRIEDRICH WIMMER,Professor der Metallurgie Berggeschworne und Lehrer der Bergbaukunde
an der Bergschule zu Clausthal.

Jährlich 52 Nummern mit vielen Beilagen, Tafeln und eingedruckten Holzschnitten. Abonnements-Preis jährlich 5 Thlr. Crt. Zu beziehen durch alle Buchhandlungen und Postanstalten des In- und Auslandes. Original-Beiträge sind an Einen der Redacteurs franco einzusenden und werden halbjährig — auf Verlangen auch sofort nach Abdruck — entsprechend honorirt.

Inhalt: Ueber die Produktion der Privat-Berg- und Hüttenwerke des Uralgebirges in den Jahren 1860 und 1861. Von H. von Jossa. — Statistische Nachrichten über Sachsens Berg- und Hüttenbetrieb im Jahre 1862. — Mansfelder Kupferschiefer-Bergbau. Von H. Mentzel. (Fortsetzung.) — Die Mansfelder Hüttenprozesse in ihrer Abweichung von den Ober- und Unterharzer Kupfer- und Silbergewinnungsarbeiten. Von Albrecht von Grödeck. (Fortsetzung.) — Referate. — Notizen. — Anzeigen.

Ueber die Produktion der Privat-Berg- und Hüttenwerke des Uralgebirges in den Jahren 1860 und 1861.

Von

Generallieutenant H. von Jossa in Petersburg.

(Schluss von S. 314.)

15. Bezirk Nikitinsk (gehört den Erben des Herrn N. Wsewoloschski). Kreis Solikamsk. — Grundbesitz 154,239 Desätin. (30 Quadratmeilen) mit 132,943 Desät. Wald. Männliche Bevölkerung 2399. Gangbare Gruben: 1 Eisengrube und 1 Steinkohlengrube. Gangbare Hütten 2. Oefen: Hohöfen 2, Kupoloöfen 3, Flammöfen 1, Puddelöfen 14, Schweissöfen 18, Erzröstöfen 2, Frischherde 3, Schmiedefeuer 16. Wasserräder 32 von 867 Krtf. Dampfmaschinen 9 von 286 Krtf., zusammen 1153 Krtf.

Produktion.

	1860.	1861.
Steinkohlen	168,174 Pud.	380,191 Pud.
Eisenerze	809,200 „	435,900 „
Roheisen	253,290 „	264,302 „
Gusswaaren	16,232 „	5,985 „
Puddeleisen	299,827 „	246,949 „
Verschiedene Eisen-		
sorten	238,254 „	244,523 „
Eisenblech	151,405 „	173,125 „
Eisenwaaren	12,000 „	13,000 „
Holz	23,964 C.-Kl.	22,015 C.-Kl.
Holzkohlen	23,077 Korb.	18,021 Korb.

Ferner: von den verpachteten Goldseifen an legirtem Golde 8 P. 5 Pf. 65 Sol. 4 P. — Pf. 28 Sol. Feingold 7 „ 14 „ 29⁴⁷/₉₆ 3 „ 24 „ 66²¹/₉₆ Feinsilber — „ 27 „ 93⁴¹/₉₆ — „ 13 „ 88⁴⁷/₉₆

16. Bezirk Tchormas (gehört dem Herrn Geheimrath Lasarew). Kreis Solikams, Perm und Ochansk. Grundbesitz 618,625 Desät. (121 Quadrat-Meilen) mit 534,929 Desät. Wald. Gangbare Eisengruben 3. Hütten 4. Hohöfen 3, Kupoloöfen 2, Flammöfen 2, Puddelöfen 11, Schweiss- und Glühöfen 15, Frischfeuer 38, Ankerherde 2, Schmiedefeuer 44. Wasserräder 62 von 991 Krtf. Dampfmaschinen 10 von 171 Krtf., zusammen 1162 Krtf.

Produktion.

	1860.	1861.
Eisenerze gewonnen	776,047 Pud.	835,635 Pud.
„ verschmolzen	736,045 „	643,491 „
Roheisen erzeugt	382,397 „	334,372 „
Gusswaaren	43,707 „	54,768 „
Frischeisen	170,151 „	139,276 „
Puddeleisen	152,472 „	134,655 „
	322,623 Pud.	273,931 Pud.
Verschiedene Eisen-		
sorten	150,855 „	145,292 „
Eisenblech	86,244 „	95,750 „
Nägel	2,409 „	1,852 „
Holz	44,985 C.-Kl.	27,392 C.-Kl.
Holzkohle	79,830 Korb.	41,726 Korb.

17. Bezirk Nytwensk (gehört dem Fürsten S. M. Galizyn). Kreise Perm und Ochansk. Grundbesitz 424,321 Desät. (83 Quadratm.) mit 253,834 Des. Wald. Bevölkerung 3681, Arbeiterzahl 1991. Gangbare Eisengruben 8. Hütten 3. Hohöfen 4, Frischherde 29, Flammöfen 2, Puddelöfen 8, Schweissöfen 2, Wasserräder 47 von 1188 Krtf.

Produktion.

	1860.	1861.
Roheisen	415,371 Pud.	418,970 Pud.
Frischeisen	241,200 „	203,103 „
Puddeleisen	72,761 „	56,604 „
	313,961 Pud.	259,707 Pud.
Holz	42,378 C.-Kl.	31,487 C.-Kl.
Holzkohlen	69,066 Korb.	59,970 Korb.

18. Der Bezirk der HH. Grafen S. G. und A. G. Stroganow, oder Kynowskoi-Bezirk. (Kreis Kungur.) Grundbesitz 117,478 Des. (25 Quadratmeilen) mit 85,228 Desät. Wald. Bevölkerung 1994.

7 Eisengruben und 1 Hütte, 1 Hohofen, 1 Kupuloofen, 11 Frischherde, 3 Glühöfen. Wasserräder 19 von 323 Krt., 1 Dampfmaschine von 25 Krt., zusammen 348 Krt.

Produktion.

	1860.	1861.
Eisenerze	348,000 Pud.	262,000 Pud.
Roheisen	150,570 „	121,263 „
Frischeisen	78,777 „	58,120 „
Eisenblech	2,080 „	9,419 „
Holz	17,977 C.-Kl.	8,751 C.-Kl.
Holzkohlen	30,275 Korb.	19,731 Korb.

19. Der Bezirk der Fr. Gräfin N. P. Stroganow, oder Bezirk Bilimbajewsk. (Kreise Catharinenburg, Perm, Ochansk und Solikamsk.) Grundbesitz 506,871 Desät. (99 $\frac{1}{2}$ Quadratmeilen) mit 398,271 Desätinen Wald. Bevölkerung 16079. Gangbare Gruben: Goldseifen 2, Eisengruben 30. Hütten 6. Hohöfen 5, Kupuloöfen 6, Frischherde 52, Puddelöfen 4, Schweissöfen 5, Glühöfen 17, Darröfen 2, Ankerherde 4, Schmiedefeuer 18. Wasserräder 87 (darunter 28 von Eisen) von 1570 Krt. Dampfmaschinen 3, von 70 Krt., zusammen 1640 Krt. Dampfhammer 2 von 4 Tonnen.

Produktion.

	1860.	1861.
Goldhaltiger Sand	2,993,300 Pud.	2,955,100 Pud.
Legirtes Gold	1 P. 24 Pf. — Sol.	1 P. 20 Pf. 39 Sol.
Feingold	1 „ 18 „ 32 $\frac{9}{96}$	1 „ 18 „ 89 $\frac{42}{96}$
Feinsilber	— „ 5 „ 28 $\frac{67}{96}$	— „ 5 „ 29 $\frac{2}{96}$
Roheisen	670,559 Pud.	739,992 Pud.
Gusswaaren	36,224 „	42,439 „
Frischeisen	587,952 „	574,050 „
Puddeleisen	81,443 „	54,878 „
	669,395 Pud.	628,928 Pud.

Verschiedene Eisen-

sorten	406,182 „	428,590 „
Holz	71,842 C.-Kl.	63,785 C.-Kl.
Holzkohlen	136,535 Korb.	102,875 Korb.

20. Bezirk Lyswensk (gehört dem Herrn Grafen Schuwalow, Sohn der Fr. Fürstin Butero-Radali). Kreis Perm. Grundbesitz 304,665 Desät. (gegen 60 Quadratmeilen) mit 269,194 Desätin. Wald. Bevölkerung 3505. Gangbare Goldseifen und Eisengruben 11. Hütten 4. Hohöfen 3, Kupuloofen 1. Frischherde 16, Gaspuddelöfen 22, Gasschweissöfen 8, Glühöfen 6. Wasserräder 69 und 1 Turbine von 2000 und 1 Dampfmaschine von 50, zusammen 2050 Krt.

Produktion.

	1860.	1861.
Goldhaltiger Sand	2,236,000 Pud.	803,120 Pud.
Waschgold	1 Pud 21 Pf. 57 Sol.	1 Pud — Pf. 54 Sol.
Legirtes Gold	1 „ 20 „ 77 „ — „	39 „ 72 „
Feingold	1 „ 14 „ 91 $\frac{4}{96}$	— „ 36 „ 62 $\frac{7}{96}$
Feinsilber	— „ 4 „ 24 $\frac{8}{96}$	— „ 3 „ 23 $\frac{57}{96}$
Platinahaltiger Sand	710,1000 Pud.	103,500 Pud.
Rohplatin	5 Pud 25 Pf. 65 $\frac{1}{2}$ S.	1 Pud 39 Pf. 47 Sol.
Roheisen	446,933 Pud.	372,395 Pud.
Puddeleisen	355,624 „	253,721 „
Frischeisen	271,513 „	169,438 „
	627,137 Pud.	423,159 Pud.

Holz	24,880 C.-Kl.	26,697 C.-Kl.
Holzkohlen	49,200 Korb.	52,238 Korb.

21. Bezirk Ufalej (gehört den Erben Gubin). Kreis Catharinenburg. Grundbesitz 95,979 Desätinen (18 Quadratmeilen) mit 84,858 Desät. Wald. Bevölkerung 3607. Goldseifen 2, Eisengruben 13, Hütten 3, Hohöfen 2, Kupuloofen 1, Frischherde 28, Gaspuddelöfen 4, Schweissöfen 9. Wasserräder 38 von 988 Krt.

Produktion.

	1860.	1861.
Goldhaltiger Sand	1,018,500 Pud.	1,452,700 Pud.
Waschgold	— P. 37 Pf. 57 $\frac{1}{2}$ S.	1 P. 3 Pf. 23 Sol.
Legirtes Gold	— „ 37 „ 5 „ 1 „ 2 „ 1 „	— „ 36 „ 20 $\frac{34}{96}$
Feingold	— „ 31 „ 80 $\frac{76}{96}$	— „ 5 „ 32 $\frac{79}{96}$
Feinsilber	— „ 4 „ 79 $\frac{15}{96}$	— „ 5 „ 32 $\frac{79}{96}$
Eisenerze	915,860 Pud.	931,000 Pud.
Roheisen	451,245 „	443,611 „
Gusswaaren	76,680 „	76,292 „
Frischeisen	77,029 „	129,284 „
Puddeleisen	90,966 „	54,379 „
	167,995 Pud.	183,663 Pud.
Eisenwaaren	2,043 „	2,014 „
Holz	10,275 C.-Kl.	7,537 C.-Kl.
Holzkohlen	44,223 Korb.	43,976 Korb.

22. Bezirk Roschestwensk (gehört dem Oberst a. D. Demidow). Kreise Ochansk und Osa. Grundbesitz 56,467 Desät. (11 Quadratm.) mit 31,629 Desät. Wald. Bevölkerung 2569. Das Roheisen wird aus dem Bezirke Rewdinsk gebracht. Gangbare Hütten 3, Frischherde 18, Puddelöfen 4, Schweissöfen 3, Kupuloofen 1, Flammofen 1. Wasserräder 36 von etwa 500 Krt.

Produktion.

	1860.	1861.
Frischeisen	59,077 Pud.	48,764 Pud.
Puddeleisen	58,949 „	65,573 „
	118,026 Pud.	114,337 Pud.
Eisenwaaren	4,911 „	4,724 „
Gusswaaren	1,967 „	10,165 „
Holz	4,046 C.-Kl.	4,862 C.-Kl.
Holzkohlen	13,260 Korb.	11,622 Korb.

B. Gouvernement Orenburg.

1. Bezirk Juresan (gehört dem Herrn Suchosanet). Kreis Ufa. Grundbesitz 166,699 Desät. (gegen 33 Quadratm.) mit 110,000 Desätinen Wald. Bevölkerung 4978. Gangbare Eisengruben 3, Hütten 2. Hohöfen 3, Kupuloöfen 2, gewöhnl. und Gaspuddelöfen 7, Schweissöfen 5, Glühöfen 2, Cementstahlöfen 3, Darröfen 12, Frischfeuer 37, Schmiedefeuer 46. Wasserräder 45, von 1102 Krt.

Produktion.

	1860.	1861.
Eisenerze	600,000 Pud.	350,000 Pud.
Roheisen	313,407 „	285,403 „
Frischeisen von verschiedenen Sorten	111,795 „	122,410 „
Puddeleisen do.	114,230 „	81,906 „
	226,025 Pud.	204,316 Pud.
Hufeisennägel an Gewicht	15,223,600 Stck.	11,377,100 Stück
	4,578 Pud.	3,464 Pud.

Hufeisen	45,790 Stck.	37,201 Stück
an Gewicht	2,790 Pud.	2,687 Pud.
Cementstahl	9,718 "	6,089 "
Holz	38,313 C.-Kl.	12,520 C.-Kl.
Holzkohlen	42,100 Korb.	33,112 Korb.

2. Bezirk Kataw (gehört dem Fürsten Beloselski-Beloserski). Kreis Ufa. Grundbesitz 200,512 Desätinen (39 Quadratmeilen) mit 158,648 Desätinen Wald. Bevölkerung 6449. Gangbare Eisengruben 7, Hütten 2. Hohöfen 3, Kupoloöfen 2, Flammöfen 1, Frischherde 19, Puddelöfen einfache 8, doppelte 3, Schweissöfen 10, Glühöfen 3, Cementstahlöfen 7, Gussstahlherde 3. Maschinen: Wasserräder 40 von 1007 Krft. Dampfmaschinen 3 von 98 Krft., zusammen 1105 Krft.

Produktion.

	1860.	1861.
Eisenerze	806,530 Pud.	813,452 Pud.
Roheisen	453,270 "	466,310 "
Gusswaaren	4,974 "	6,941 "
Frischeisen	91,456 "	114,134 "
Puddeleisen	232,023 "	256,670 "
	323,479 Pud.	370,804 Pud.

Verschiedene Eisen-		
sorten	203,466 "	201,957 "
Cementstahl	27,776 "	22,683 "
Gussstahl	— "	209 "
Verschiedene Eisen-		
waaren	4,361 "	4,144 "
Holz	22,777 C.-Kl.	39,779 C.-Kl.
Holzkohlen	41,209 Korb.	45,000 Korb.

3. Bezirk Sim (gehört den HH. Balaschow). Kreis Ufa. Grundbesitz 261,454 Desät. (51 Quadratmeilen) mit 213,090 Desät. Wald. Bevölkerung 5717. Gangbare Eisengruben 5, Hütten 2. Hohöfen 2, Kupoloöfen 1, Frischherde 21, Glühöfen 4, Cementstahlöfen 2. Wasserräder 40 von 320 Krft.

Produktion.

	1860.	1861.
Eisenerze	585,820 Pud.	489,000 Pud.
Roheisen	335,044 "	288,709 "
Gusswaaren	1,200 "	875 "
Frischeisen	187,045 "	181,251 "
Verschiedene Eisen-		
sorten	48,408 "	24,538 "
Cementstahl	398 "	— "
Holz	26,573 C.-Kl.	16,885 C.-Kl.
Holzkohlen	50,344 Korb.	45,894 Korb.

4. Bezirk Belorezki (gehört den HH. N. J. und S. J. Paschkow). Kreis Sterlitamak. Grundbesitz 179,041 Desät. (35 Quadratmeilen) mit 152,020 Desät. Wald. Bevölkerung 4959; Arbeiterzahl 2700. Gangbare Eisengruben 3, Hütten 2, Hohöfen 3, Frischherde 16. Wasserräder 52 von 407 Krft.

Produktion.

	1860.	1861.
Roheisen	311,194 Pud.	292,274 Pud.
Frischeisen	154,073 "	175,450 "
Verschiedene Eisen-		
sorten	48,339 "	35,424 "

5. Bezirk Kaginski (gehört den Kaufleuten Nikiforow und Tatarinow). Kreis Werschnersk.

Grundbesitz 39,240 Desät. (gegen 8 Quadratmeilen). Bevölkerung 2660. Eisengruben 2, Hütten 2, Hohöfen 2, Kupoloöfen 2, Frischherde 4, Puddelöfen 4, Schweissöfen 2. Wasserräder 7 von 54 Krft.

Produktion.

	1860.	1861.
Roheisen	95,700 Pud.	143,621 Pud.
Frischeisen	9,170 "	17,925 "
Puddeleisen	91,251 "	82,409 "
Holz	1,667 C.-Kl.	1,746 C.-Kl.
Holzkohlen	14,976 Korb.	13,603 Korb.

6. Bezirk Awsianopetrowski (gehört H. Benardaki). Kreis Sterlitamak. Grundbesitz 28,905 Desät. (5 1/2 Quadratmeilen) mit 21,658 Desät. Wald. Bevölkerung 2917, Arbeiterzahl 1777. Eisengruben 3, Hütten 3. Hohöfen 2, Kupoloöfen 1, Frischherde 13, Glühöfen 2, Puddelöfen 4, Schweissöfen 2, 1 Dampfhammer von 2 T. 2 Dampfmaschinen von 110 Krft. Wasserräder 23 von 575 Krft.

Produktion.

	1860.	1861.
Eisenerze	291,000 Pud.	337,700 Pud.
Roheisen	115,504 "	189,560 "
Frischeisen	56,011 "	53,781 "
Puddeleisen	20,453 "	58,575 "
	76,464 Pud.	112,356 Pud.
Holz	—	19,180 C.-Kl.
Holzkohle	—	25,182 Korb.

7. Bezirk Bogojawlenski (gehört H. A. W. Paschkow). Kreis Sterlitamak. Grundbesitz 60,347 Desätinen (gegen 12 Quadratmeilen) mit 45,061 Desät. Wald. Bevölkerung 2371. 11 gangbare Kupfergruben und 1 Hütte. 6 Schachtöfen, 1 Spleissofen, 1 Gaarherd und 1 Gasflammöfen. Wasserräder 3 von 30 Kft.

Produktion.

	1860.	1861.
Gaarkupfer	19,000 Pud.	15,000 Pud.
Holz	15,360 C.-Kl.	7,842 C.-Kl.
Holzkohlen	18,121 Korb.	12,778 Korb.

8. Bezirk Woskresenski (gehört H. M. W. Paschkow). Kreis Sterlitamak. Grundbesitz 59,429 Desätinen (11 1/2 Quadratmeilen) mit 29,828 Desät. Wald. Bevölkerung 3574. Gangbare Kupfergruben 15, 1 Hütte. Schachtöfen 7, Spleissofen 1, Gaarherd 1, Gaarflammöfen 1, Glühöfen 2, Kupoloöfen 2. Wasserräder 6 von 45 Krft., 1 Dampfmaschine von 6 Krft., zusammen 51 Krft.

Produktion.

	1860.	1861.
Kupfererze	206,000 Pud.	43,830 Pud.
Gaarkupfer	13,246 "	8,233 "
Kupferblech	4,719 "	528 "
Holz	10,957 C.-Kl.	3,500 C.-Kl.
Holzkohlen	22,062 Korb.	11,122 Korb.

9. Bezirk Preobraschenski (demselben Herrn Paschkow gehörig). Kreis Orenburg. Grundbesitz 101,119 Desät. (gegen 22 Quadratm.) mit 29,692 Desät. Wald. Bevölkerung 2360. Gangbare Kupfergruben 15, 1 Hütte mit 8 Schachtöfen, 1 Spleissofen, 1 Gaarherd und 1 Gaarflammöfen. Wasserräder 2 von 40 Krft.

Produktion.

	1860.	1861.
Kupfererze	165,268 Pud.	57,500 Pud.
Gaarkupfer	13,500	7,800 „
Holz	6,836 C.-Kl.	5,206 C.-Kl.
Holzkohle	15,225 Korb.	9,523 Korb.

10. Bezirk Werchotorski (gehört den Herren Brüdern Paschkow). Kreis Sterlitamak. Grundbesitz 51,163 Desät. (10 Quadratm.) mit 32,326 Desät. Wald. Bevölkerung 3291. Kupfergruben 20, Hütte 1, Schachtöfen 6, Spleissofen 2, Gaarherde 2. Wasserräder 3 von 25 Krft.

Produktion.

	1860.	1861.
Gaarkupfer	11,209 Pud.	8,956 Pud.
Holz	16,421 C.-Kl.	5,808 C.-Kl.
Holzkohlen	20,627 Korb.	22,435 Korb.

11. Bezirk Blagoweschtschenski (gehört der Fr. Geheimrätin Daschkow). Kreis Ufa. Grundbesitz 21,752 Desätinen (4½ Quadratmeile) mit 14,380 Desätinen Wald. Bevölkerung 2153. Gangbare Kupfergruben 4, Hütte 1, mit 6 Schachtöfen, 1 Spleissofen und 1 Gaarflamofen. Wasserräder 3 von 30 Krft.

Produktion.

	1860.	1861.
Gaarkupfer	13,880 Pud.	11,207 Pud.
Holz	8,166 C.-Kl.	10,674 C.-Kl.
Holzkohle	22,187 Korb.	18,312 Korb.

12. Bezirk Archangelski (gehört der Fr. Gräfin Kossakowska). Kreis Sterlitamak. Grundbesitz 58,010 Desät. (gegen 11½ Quadratm.) mit 43,936 D. Wald. Bevölkerung 2386. Kupfergruben 7, Hütte 1 mit 6 Schachtöfen, 2 Spleissofen, 1 Gaarherd und 1 Gaarflamofen. Wasserräder 4 von 36 Krft.

Produktion.

	1860.	1861.
Kupfererze	241,550 Pud.	111,800 Pud.
Gaarkupfer	11,421	10,540
Holz	3,472 C.-Kl.	18,415 C.-Kl.
Holzkohle	17,326 Korb.	14,000 Korb.

13. Bezirk Kananikolsk (gehört der Fr. Adminalin Scheschukow). Kreise Orenburg und Werschneursk. Grundbesitz 114,548 Desät. (22½ Quadratmeilen) mit 108,000 Desät. Wald. Bevölkerung 1691. Kupfergruben 20, Hütte 1, mit 6 Schachtöfen, 1 Spleissofen und 2 Gaarherden. Wasserräder 9 von 54 Krft.

Produktion.

	1860.	1861.
Gaarkupfer	4,498 Pud.	5,634 Pud.
Holz	6,966 C.-Kl.	3,851 C.-Kl.
Holzkohlen	9,356 Korb.	8,672 Korb.

14. Bezirk Schilwinski (gehört dem Kaufmann Podjatschew). Kreis Menselinsk. Kupfergruben 12, Hütte 1 mit 3 Schachtöfen, 1 Spleissofen und 2 Gaarherden. 2 Wasserräder.

Produktion.

	1860.	1861.
Gaarkupfer	1,570 Pud.	1,045 Pud.
Holz	6,878 C.-Kl.	3,246 C.-Kl.
Holzkohle	2,920 Korb.	2,038 Korb.

15. Bezirk Troizki (gehört dem Herrn Benardaki). Kreis Belebej. Grundbesitz 73,932 Desätin. (14 Quadratm.) mit 50,114 Desät. Wald. Bevölkerung 2,088. Kupfergruben 5, Hütten 2. Schachtöfen 10, Spleissofen 2, Gaarflamofen 2. Wasserräder 2 von 40 Krft.

Produktion.

	1860.	1861.
Gaarkupfer	8,000 Pud.	6,002 Pud.
Holz	3,272 C.-Kl.	2,435 C.-Kl.
Holzkohlen	8,355 Korb.	7,454 Korb.

C. Gouvernement Wologda.

1. Bezirk Kaschinski (gehört dem Herrn Benardaki). Kreis Ustysolsk. Grundbesitz 123,112 D. (23½ Quadratmeilen) mit 108,640 Desät. Wald. Eisengruben 42. Hütten 3 mit 2 Hohöfen, 13 Frischherden und 3 Glühöfen. Wasserräder 53 von 1060 Krft.

Produktion.

	1860.	1861.
Roheisen	109,112 Pud.	142,821 Pud.
Frischeisen	67,203 „	79,186 „
Holz	39,441 C.-Kl.	39,441 C.-Kl.

D. Gouvernement Wiatka.

1. Bezirk Kirsinski (gehört dem H. Benardaki). Kreise Slobodskoi und Glasow. Grundbesitz 209,467 D. (41 Quadratmeilen) mit 167,020 Desät. Wald. Eisengruben 83, Hütten 2. Hohöfen 2, Frischherde 8, Gaspuddelöfen 5, Gasschweissofen 6, Glühöfen 4. Wasserräder 24 von 530, Schwammkrug-Turbinen 4, von 120 und 1 Dampfmaschine von 50, zusammen 700 Krft.

Produktion.

	1860.	1861.
Roheisen	139,180 Pud.	223,644 Pud.
Frischeisen	48,871 „	10,997 „
Puddeleisen	31,565 „	70,759 „
	80,436 Pud.	81,756 Pud.
Holz	18,646 C.-Kl.	18,646 C.-Kl.

2. Bezirk Omutninski (gehört dem Kaufmann Pastuchuw). Kreis Glasow. Grundbesitz 72,624 D. (14 Quadratmeilen) mit 44,236 Desätin. Wald. Bevölkerung 1496. Eisengruben 167. Hütten 2, Hohöfen 2, Kupoloofen 1, Puddelöfen 3, Schweissofen 3, Glühöfen 2, Frischherde 16. Wasserräder 16 von 597 Krft.

Produktion.

	1860.	1861.
Roheisen	136,962 Pud.	180,572 Pud.
Gusswaaren	35,089 „	42,137 „
Frischeisen	42,916 „	42,209 „
Puddeleisen	21,402 „	17,586 „
	64,318 Pud.	59,795 Pud.
Holz	16,493 C.-Kl.	16,877 C.-Kl.
Holzkohlen	37,872 Korb.	32,344 Korb.

3. Bezirk Bemyschewski (gehört H. Lebedew). Kreis Elabuga. Grundbesitz 15,765 Desät. (3 Quadratmeilen) mit 14,777 Desät. Wald. Bevölkerung 731. Kupfergruben 12, Hütte 1, Schachtöfen 3, Spleissofen 1, Gaarherd 1. Wasserräder 10 von 35 Krft.

Produktion.

1860. 1861.

Gaarkupfer	1,993 Pud.	2,031 Pud.
Holz	3,472 C.-Kl.	4,302 C.-Kl.
Holzkohle	6,900 Korb.	7,380 Korb.

4. Bezirk Schurminski (gehört dem H. Masalow). Kreise Urschum und Glasow. Grundbesitz 112,892 Desät. (22 Quadratmeilen) mit 101,768 Des. Wald. Bevölkerung 3674. Eisengruben 215. Hütten 7. Hohöfen 3, Frischherde 47, Glühöfen 2. Wasserräder 42.

Produktion.

1860. 1861.

Roheisen	160,160 Pud.	177,041 Pud.
Gusswaaren	46,851 „	55,942 „
Fracheisen	138,348 „	130,724 „
Holz	19,169 C.-Kl.	17,343 C.-Kl.
Holzkohlen	57,913 Korb.	49,281 Korb.

5. Bezirk Cholunizki (gehört dem H. Ponomarew). Kreis Slobodskoi. Grundbesitz 5785 Desätin. (1 Quadratmeile). Arbeiterzahl 4889. Eisengruben 198, Hütten 4, Hohöfen 4, Kupoloöfen 1, Frischherde 26, Schweissofen 1, Glühöfen 21. Wasserräder 47.

Produktion.

1860. 1861.

Roheisen	396,019 Pud.	406,475 Pud.
Fracheisen	330,723 „	268,629 „
Eisensorten	154,757 „	198,460 „
Eisenblech	87,685 „	86,622 „

E. Gouvernement Kasan.

1. Bezirk Meschinsk (gehört dem H. Korowin). Kreis Mamadysch. Grundbesitz 3677 Desät. Kupfergruben 5, Hütte 1. Schachtöfen 4, Spleissofen 1, Gaarherde 2. Wasserräder 4.

Produktion.

1860. 1861.

Gaarkupfer	2,090 Pud.	2,266 Pud.
Holz	2,747 C.-Kl.	1,815 C.-Kl.
Holzkohle	6,284 Korb.	6,569 Korb.

F. Gouvernement Samara.

Bezirk Bogoslawski (gehört H. Schalaschnikow). Kreis Bugulma. Grundbesitz 6300 Desätin. (etwas über 1 Quadratmeile) Wald 3115 Desät. Bevölkerung 505. Kupfergruben 3. Hütte 1 mit 2 Schachtöfen, 1 Spleissofen, 1 Gaarherd und 1 Wasserrad von 36 Krt.

Produktion.

1860. 1861.

Gaarkupfer	111 Pud.	215 Pud.
Holz	1,399 C.-Kl.	812 C.-Kl.
Holzkohlen	1,344 Korb.	1,092 Korb.

Allgemeine Uebersicht.

Alle Privat-Berg- und Hüttenwerke des Uralgebirges befinden sich in 6 Gouvernements, besonders in Perm und Orenburg vertheilt. — Es giebt im Ganzen 47 Bezirke mit 142 Hüttenwerken. Der Grundbesitz derselben beträgt gegen 9,000,000 Desätinen Land (gegen 1766 geographische Quadratmeilen) mit etwa 6,000,000 Desätinen Wald. Die männliche Bevölkerung beträgt

230,965 Seelen. Mit der weiblichen wird sie bis 460,000 steigen, die alle das Bergwesen ernährt. Mit den Kronsbezirken steigt die Zahl bis über 600,000 Seelen. Gangbare Gruben: Gold und Platinseifen 39, Kupfergruben 441, Eisengruben 1091.

Gangbare Oefen: Hohöfen 91, Kupoloöfen, 48 Frischherde (zu 2 Feuern) 850. Andere Herde 242, Flammöfen zum Roheisenumschmelzen 21, Puddelöfen, gewöhnliche und Gasöfen 211, dergleichen Schweissöfen 171, Glühöfen 192. Schachtöfen zum Kupfererschmelzen 169. Spleissofen 30, Gaarherde und Gaarflamöfen 41.

Maschinen: Wasserräder 1646 von 26,712 Krt. Turbinen 49 von 1734 Kft. Dampfmaschinen 86 von 2040 Krt., zusammen gegen 30,500 Krt.

Produktion.

1860. 1861.

Gold und Platinsand 79,695,000 Pud. 107,228,000 Pud.

Geschmolzenes legirtes Gold 89 Pud 34 Pf. 68 Sol. 82 Pud 11 Pf. 53 Sol.

Darin Feingold 80 „ 39 „ 81⁸⁹/₉₆ 73 „ 30 „ 42³³/₉₆

„ Feinsilber 6 „ 31 „ 38⁷⁹/₉₆ 5 „ 31 „ 87¹⁵/₉₆

Ausserdem von

den Orenburg.

Seifen, legirtes

Gold 183 „ 23 „ 37 „ 96 „ 39 „ 21 „

Darin Feingd. 165 „ 16 „ 72⁴⁵/₉₆ 89 „ 26 „ 24⁶⁴/₉₆

„ Feinsilber 12 „ 30 „ 62³⁹/₉₆ 6 „ 12 „ 63²²/₉₆

Zusammen an

Feingold 246 „ 16 „ 58⁸/₉₆ 163 „ 16 „ 67 „

Zusammen an

Feinsilber 19 „ 21 „ 91²²/₉₆ 12 „ 4 „ 54²³/₉₆

Rohplatin 61 „ 19 „ 33 „ 101 „ 14 „ 59.

Kupfererze 7,120,000 Pud. 6,333,000 Pud.

Gaarkupfer 259,323 „ 216,224 „

Eisenerze 21,800,000 „ 22,680,000 „

Roheisen 12,770,976 „ 12,391,043 „

Fracheisen 4,970,797 „ 4,391,825 „

Puddeleisen 5,077,154 „ 3,620,364 „

10,047,951 Pud. 8,012,189 Pud.

Stahl 61,000 „ 81,876 „

Steinkohlen 168,174 „ 380,190 „

Holz (Cubikklafter à 343 C.-F. engl. 1,113,412 C.-Kl. 991,462 C.-Kl.

Holzkohlen (ein Korb = 70 C.-F. engl.) 2,129,366 Korb. 1,740,672 Korb.

Der Gesamtwert der ganzen Produktion beträgt 20,000,000 Rubel. 16,000,000 Rub.

Statistische Nachrichten über Sachsens Berg- und Hüttenbetrieb im Jahre 1862.

(Nach dem Jahrbuche für den Berg- und Hüttenmann auf 1864.)

A. Regalbergbau.

a) Die Zahl der im Gange befindlichen Berggebäude betrug 354 bei einer Mannschafszahl von 10,717 Bergleuten und 724 Tagelöhnern, worunter 902 Arbeiter bei der Aufbereitung beschäftigt waren.

An Maschinen waren im Gange: 93 Kunstgezeuge, davon 52 Radkünste, 21 Wassersäulenkunstgezeuge, 14 Dampf- und 6 Turbinenkünste; 65 Treibegöpel (21 Wasserradgöpel, 20 Dampfegöpel, 6 Turbinengöpel, 16 Pferdegöpel und 2 Handgöpel); 99 Pochwerke, — ausser denen bei den Hütten, — mit 2374 Stempeln etc.

Der Werth der verkauften Produkte, welche unmittelbar vom Bergbau herrühren, betrug 1750863 Thlr. 25 Ngr. 4 Pf. und bestand vorzüglich in folgenden Posten:

	Thaler.
Silberhaltige Erze 541918,70 Ctr., an Werth	1,329,916,05
Zinn 2772,26 „ „ „	105234,20
Eisenstein — „ „ „	153244,05
Kobalt- u. Nickelerze 4072,79 „ „ „	75527,00
Wismuth 196,68 „ „ „	53774,13
Arsenikkies 24598,50 „ „ „	12988,33
Braunstein 12842,00 „ „ „	10009,13
Wismutherze — „ „ „	1875,00
Zinkblende 8405,00 „ „ „	1601,00
Uranpacherz 10,08 „ „ „	1316,85
Flussspath 4603,25 „ „ „	1233,88

Den Rest machen Kupferkies, Schwefelkies, Schwerspath, Molybdänglanz, Wolfram, Blutstein, Quarz, Farberden u. dergl. aus.

An Ausbeute wurden vertheilt: 118055 Thlr. 26 Ngr. 5 Pf., in welcher Summe jedoch 25600 Thlr. mit enthalten sind, welche als Ueberschüsse von nicht bergmännischen Besitzungen vertheilt sind; ferner wurden 3654 Thlr. 6 Ngr. 6 Pf. als wiedererstatteter Verlag berechnet.

Dagegen betrug die Summe der Zubussen 166455 Thlr. 27 Ngr. 7 Pf., worunter 7643 Thlr. 28 Ngr. 3 Pf. Bergbegnadigungsgelder und 12628 Thlr. aus der Gnadengroschencasse besonders zu halten sind, und hierzu kommen an Einzahlungen von Gesellen und Alleinbesitzern noch 114137 Thlr. 15 Ngr. 7 Pf., wovon wieder 36433 Thlr. 25 Ngr. 3 Pf. als Zahlungen von einer Grube zur anderen und 3100 Thlr. aus dem Bergbegnadigungsfond für sich zu halten sind.

Aus Staats- und allgemeinen Bergwerkscassen wurden im Bergbau verwendet:

81380 Thlr. Grubenvorschüsse, worunter	
27800 Thlr. aus der Gnadengroschencasse	
50430 „ „ den Bergbaucassen und	
3150 „ „ der Generalschmelzadministrationscasse	
78107 Thlr. 15 Ngr. — Pf. Stollnreglements-gelder, worunter	
70750 Thlr. für den Rothschnberger Stolln,	
12098 Thlr. 6 Ngr. 9 Pf. Steuerbegnadigungs-Aequivalent-gelder,	
3582 „ 17 „ 8 „ Schacht- und Grubenholz-äquivalent-gelder,	
9371 „ 4 „ 1 „ Staatsabgabenerlasse,	
1893 „ 11 „ 7 „ Revierabgabenerlasse,	
3000 „ — „ — „ Zuschüsse aus dem Finanz-zahlante.	

189423 Thlr. 25 Ngr. 5 Pf.

An Vorschüssen sind dagegen wieder restituirt worden 28554 Thlr. 14 Ngr. 7 Pf.

Der Cassenbestand sämmtlicher Berg- und Hüttenknappschaftscassen betrug am Ende des J. 1862 376880 Thlr. 22 Ngr. 9 Pf. und die Zahl der unterstützten bergfertigen Steiger und Arbeiter (einschliesslich der Hüttenleute) 1695, diejenigen der unterstützten Waisen und Wittwen 4478.

In sämmtlichen Bergwerksrevieren wurden aufgefahen 11458,28 Lachter und zwar 10299,54 Lachter vor Oertern und 1158,74 Lachter in Abteufen und Ueberhauen. Von dieser Länge wurden 1596,95 Lchtr. in guten Erzen, 2118,33 Lchtr. in Pochgängen und 7743 Lchtr. im tauben Gestein betrieben. Aufgewältigt wurden 2042,88 Lchtr. Strecke und 207,10 Lchtr. Schacht.

b) Die Hüttenwerke beschäftigten im Jahre 1862 überhaupt 1025 Mann, worunter 802 bei den Anstalten der Generalschmelzadministration, 7 bei der Zinnhütte zu Altenberg, 50 bei dem Kupferhammer zu Grünthal und 166 bei den Blaufarbenwerken.

Der Werth der bei den Hüttenwerken ausgebrachten Produkte beläuft sich auf 2585696 Thlr. 5 Ngr. 8 Pf., worin indessen die bei den Bergwerken angegebene Zinn-, Wismuth- und Arsenikmehlproduktion etc. im Betrage von 159651 Thlr. 21 Ngr. 8 Pf. mit inbegriffen ist, während die Produktion des Grünthaler Kupferhammers, als fernere Verarbeitung von Hüttenerzeugnissen, dabei unberücksichtigt gelassen.

Zinn und Wismuth werden nämlich von den Gruben selbst in eigenen Schmelzöfen gewonnen.

Die Freiburger Silberschmelzhütten verarbeiteten 541758,4364 Ctr. Erze mit einem Durchschnittsgehalte von 19,59 Pfundtheilen und bezahlten dieselben mit 1,357333 Thlr. 13 Ngr. 7 Pf.; die Schwefelsäurefabrik machte 17878 Thlr. 27 Ngr. 5 Pf., die Ziegelei und Böttcherei 13020 Thlr. 10 Ngr. 3 Pf. Einnahme.

Der Kupferhammer zu Grünthal verarbeitete bei der Kupferwaarenfabrikation 7969 Ctr. 20,77 Pfd. Refinat-, Gaar-, Alt- und Abschnittkupfer im Werthe von 262731 Thlr. 25 Ngr. 2 Pf. und producirt daraus 7866 Ctr. 29,3 Pfd. diverse Kupferwaaren im Werthe von 285379 Thlr. 26 Ngr. 2 Pf. Der Gesammtlös der Anstalt betrug im Jahre 1862 289424 Thlr. 24 Ngr. 4 Pf.

Die Hüttenknappschaftscassen besaßen am Ende des Jahres 1862 ein Vermögen von 57560 Thlr. 6 Ngr. 2 Pf. und unterstützten 201 Steiger und Arbeiter und 417 Wittwen und Waisen.

c) Das Gesamtausbringen des sächsischen Regalbergbaues lässt sich unter Berücksichtigung der auf den Hütten noch zu verarbeitenden Produkte in runder Zahl zu 2700000 Thlr. annehmen.

B. Kohlenbergbau.

a) Steinkohlenwerke standen im Betriebe 106, davon 86 im Ausbringen. Angestellt waren dabei:

im Inspectionsbezirke Zwickau (bei 94 Werken)

342 Officianten und 7467 Arbeiter,

im Inspectionsbezirke Dresden (bei 12 Werken)

151 Officianten und 4404 Arbeiter,

in Summa 493 Officianten und 11871 Arbeiter.

An Wasserhaltungsmaschinen waren im ersteren Bezirke vorhanden: 40 Dampfmaschinen von 2353 Pferdekraften und 1 Radkunst von 8 Pferdekraften; an Fördermaschinen 66 mit 1031 Pferdekraften; an combi-

nirten Wasserhaltungs und Fördermaschinen 21 mit 322 Pferdekraft und 2 Wettermaschinen mit 23 Pferdekraften und 6 Fahrkünste.

Im Inspectionsbezirk Dresden: 9 Wasserhaltungsdampfmaschinen von 332 Pferdekraften, 10 Fördermaschinen mit 426 Pferdekraft, 6 combinirte Förder- und Wassergewältigungsmaschinen von 142 Pferdekraft und 1 Wettermaschine von 18 Pferdekraften.

Die Produktion an Steinkohlen betrug im Inspectionsbezirk

Zwickau 14796649 Scheffel im Werthe von 2,148245 Thlr.
Dresden 5372427 „ „ „ „ 1,107411 „

Summa 20169076 Scheffel im Werthe von 3,255656 Thlr.

An Cokes wurden erzeugt:

im Inspectionsbezirk

Zwickau 663086 Scheffel im Werthe von 138314 Thlr.
Dresden 391098 „ „ „ „ 68783 „

Summa 1054184 Scheffel im Werthe von 207127 Thlr.

Von der Mannschaft verunglückten tödtlich:

32 oder 2,70 Proc.

b) Braunkohlenbergbau. Derselbe beschäftigt im Ganzen 3407 Personen (incl. 98 Officianten) auf 179 Werken, von denen 165 im Ausbringen stehen.

An Maschinen waren im Gange: zur Wasserhaltung 32 Dampfmaschinen von 320 Pferdekraften, 4 Fördermaschinen von 27 Pferdekraft, 2 combinirte Förder- und Wasserhaltungsmaschinen von 8 Pferdekraft.

Die Braunkohlenproduktion betrug:

im Inspectionsbezirk

Zwickau 1,997750 Scheffel im Werthe von 115867 Thlr.
Dresden 3,331586 „ „ „ „ 290694 „

Summa 5,329336 Scheffel im Werthe von 406561 Thlr.

Ausserdem sind fabricirt: 3,000000 Stück Briquettes im Geldwerthe von 3400 Thlr. und 50,807145 Stück Braunkohlenziegel im Werthe von 79185 Thlr.

Vom Arbeiterpersonal verunglückten tödtlich 6, oder 1,935 Proc.

Mansfelder Kupferschiefer - Bergbau.

Vom

Bergingenieur H. Mentzel in Schönebeck.

(Hierzu Fig. 5—8 auf Taf. IX.)

(Fortsetzung von S. 303.)

Vorrichtung und Abbau. Bei dem flachen Fallen und der sehr geringen Mächtigkeit des Flötzes ist es zur Herstellung einer genügenden Orthöhe unbedingt nöthig, neben den schmelzwürdigen Schiefen auch die unhaltigen Lagen des Flötzes und oft sogar einen Theil des Hangenden zu gewinnen. Da man hierdurch hinreichendes Material zum Bergversatz erhält, so wendet man zum Abbau des Kupferschieferflötzes den Strebbau an, welcher im Allgemeinen bei regelmässiger Flötzablagerung wenig Vorrichtungsarbeiten erfordert, da der Abbau sogleich vom Schachte aus in Angriff genommen werden kann, welches Verfahren man in früheren Zeiten auch beobachtet hat.

Mit dem Fortschreiten des Bergbaues hat sich jedoch ein bestimmtes Prinzip ausgebildet, nach welchem man

das Flötz durch streichende und schwebende Strecken in besondere Felder theilt, auf welchen sich der Abbau concentrirt. Die untere Grenze eines solchen Feldes bildet gewöhnlich der im Streichen des Flötzes getriebene Stolln, oder wenn derselbe im fremden Gebirge steht, eine streichende Grundstrecke, deren Sohle in gleichem Niveau mit dem Stolln steht, und bei vorhandenen Wasserzuflüssen ebenfalls im Liegenden ausgeritzt wird. Die obere Grenze bildet die nächst höhere Stollnsohle oder der alte Mann, eine am Schacht oder in dessen Nähe angesetzte in der Falllinie des Flötzes getriebene flache Strecke, ein sogenanntes Flaches, verbindet die tiefere Sohle mit der höheren und theilt das einem Schacht zugehörige Flötzfeld in zwei Flügel, von denen derjenige, welchen man das Gesicht dem Muldentiefsten zuwendend zur Rechten hat, der rechte, der andere der linke Flügel genannt wird.

Die Weite der söhligen Strecken nimmt man zu $\frac{3}{4}$ Lchtr. und die Höhe, je nach der Lage der Förderbahn, zu $1\frac{1}{8}$ Lchtr. Die Flächen sind $\frac{3}{4}$ — $\frac{7}{8}$ Lchtr. hoch und $\frac{5}{8}$ — $\frac{3}{4}$ Lchtr. weit, sofern nicht besondere Fördervorrichtungen ein Erhöhen dieser Dimensionen nöthig machen.

Der saigere Abstand der söhligen Strecken und die durch diesen und das Flötzfallen bedingte flache Flügelhöhe sind bis jetzt keine erfahrungsmässig festgestellte Grössen, da die Baue grösstentheils von den Sohlen zweier in verschiedenem Niveau liegenden Stolln, des Schlüssel- und Zabenstädterstollns auf dem untern, des Schlüssel- und Froschmühlenstollns auf den oberen Revieren, begrenzt werden. Der Schlüsselstolln unterteuft den Zabenstädterstolln um etwa 12 Lchtr., den Froschmühlenstolln um 15 Lchtr., die durch ersteren aufgeschlossene Feldesstreifen waren daher gegebene Grössen, welche nur je nach der Stärke des Flötzfalls hinsichtlich der Flügelhöhe, welche auf den untern Revieren zwischen 40 und 200 Lchtr., auf den oberen zwischen 100 und 225 Lchtr. schwankt, sich verändern. Aber auch bei Anlage der Tiefbaue hat man weniger ein bestimmtes Prinzip verfolgt, als vielmehr dem nächsten Bedürfniss oder der Lage der Betriebsverhältnisse Rechnung getragen, so dass die Gezeugstrecken im Schafbreiter Revier um 10 Lchtr. saiger unter einander liegen, während im Zimmermannschächter Tiefbau die erste Tiefbausohle 20 Lachter saiger unter den Schlüsselstolln gesetzt ist. Es sind zwar theoretische Berechnungen angestellt worden, nach welchem die vortheilhafteste Flügelhöhe 180 Lchtr. betragen würde, jedoch können diese Ermittlungen nicht zum Anhalte dienen, weil die der Berechnung zu Grunde gelegten Zahlen auf Aunahmen beruhen, deren Nichtrealisirung von der Rechnung sehr abweichende Resultate ergeben kann. Bei der Anlage neuer Tiefbaue, wie solche demnächst auf dem Cuxberger Reviere zur Ausführung kommen werden, wird man daher lieber die bisherigen Erfahrungen, welche für eine grössere Flügelhöhe sprechen, zum Anhalten nehmend die erste Tiefbausohle 25 Ltr. saiger unter den Schlüsselstolln setzen, welche Saigerteufe bei dem durchschnittlichen Fallen des Flötzes auf dem Cuxberger Revier von 6° einer Flügelhöhe von 240 Lchtr. entsprechen würde. Die Ausdehnung der Flügel im Streichen ist durch die Entfernung der Förderschächte von einander ge-

geben und wird der rechte Flügel eines Schachtfeldes von dem linken des nächstfolgenden und umgekehrt begrenzt. Die Grenze ist jedoch selten fest durch eine Durchschnittsstrecke bestimmt; häufig bildet ein grösserer Rücken die natürliche Markscheide zweier Schachtfelder, und nur bei wasserreichen Schachtfeldern trennt man dieselben durch ein Flaches, welches jedoch den Hauptzweck hat, die Flügel trocken zu legen. Während die streichende Länge der Flügel zur Zeit 150 bis 300 Lchtr. beträgt, wird man dieselbe künftig hin zur Ersparung von Förderschächten und Fördervorrichtungen grösser nehmen. Ein auf die angegebene Weise vorgerichteter Flügel wird mit dem Vorrücken des Abbaues durch verschiedene entweder söhlige oder diagonale Strecken getheilt, welche nach bestimmten Prinzipien getrieben, besondere Streckensysteme bilden und mit der Förderung in innigem Zusammenhange stehen.

Der Abbau wird in der Weise ausgeführt, dass man die Schiefer unterschrämt und hereinkeilt, und darauf die zur Nebenarbeit nöthige Orthöhe durch Hereinbrechen oder Schiessen der Berge, resp. des Dachflötzes herstellt.

Sind *a* und *b* (Fig. 5, Taf. IX.) die beiden Sohlenstrecken, *c* die flache Theilungsstrecke, so beginnt der Verhau an den unteren Ecken (*d*, *d*) der Flügel, und geht auf beiden Flügeln gleichzeitig in streichender Richtung vor.

Indem man nach und nach mehr Arbeiter entweder im Flachen oder in der Grundstrecke anlegt, werden allmählig die Flügel in ihrer ganzen Höhe in Angriff genommen, wobei die Strebstösse eine zusammenhängende mehr oder minder gerade Linie, die sogenannte Verhaulinie *v v* bilden, welche, wie in der Figur angedeutet, in diagonaler Richtung die Flügel durchschneidet. Für diese diagonale Richtung, welche übrigens sich öfter entweder dem Streichen oder dem Fallen des Flötzes nähert, so wie für das Aufhauen der Flügel von den unteren Ecken aus, sprechen mancherlei Umstände und zwar hauptsächlich die Richtung der Bahnen, die Wirkung des Druckes, das Fallen des Flötzes, so wie die Rücksichten auf Wasserzuflüsse und den Bergversatz. Wie schon im geognostischen Theile erwähnt, treten die das Flötz in einzelne prismatische Körper, sogenannte Flötzriegel absondernden Schlechten oder Bahnen in zwei Hauptrichtungen auf, welche mehr oder minder diagonal gegen das Streichen und Fallen des Flötzes sind. Die regelmässiger ausgebildeten, in ihrer Richtung der Streichungsline des Flötzes näher kommenden, werden Hauptbahnen, die minder deutlich auftretenden, mehr mit der Fällungsline des Flötzes zusammenfallenden Nebenbahnen genannt.

Regel ist es, die Verhaulinie der Richtung einer dieser Bahnen mehr oder weniger parallel zu legen, um die Flötzmasse in ihrer natürlichen Absonderung zu gewinnen und die Schlechten für die Gewinnung am zweckmässigsten auszubeuten.

Bei Beobachtung dieser Regel wird besonders das Hereinbrechen eines in seiner Breite unterschränten

Flötzriegels nur geringe Mühe verursachen, und stets an den Bahnen erfolgen. Bei sehr druckhaftem Dache ist es nicht rathlich, die Verhaulinie vollständig parallel mit den Bahnen zu nehmen, weil in diesem Falle das Hereinbrechen der unterschränten Schiefer auf grösserer Länge und früher, als es erwünscht ist, erfolgen und sogar für die Häuer gefährlich werden kann. Man giebt dann der Verhaulinie eine solche Richtung, dass die vor einem Flügel liegenden Häuer nicht stets in demselben Flötzriegel, sondern in verschiedenen Riegeln, auf welche sich der Druck gleichmässig vertheilt, schrämen.

Ein zweites wesentlich bestimmendes Moment für die Richtung der Verhaulinie ist der Druck, welchen man bis zu einem gewissen Grade hervorzurufen sucht, da man in dem Bergversatz, im Schlagen von Stempeln oder Stehenlassen eines Flötzstreifens hinreichende Mittel besitzt, seiner immer Herr zu bleiben. Beim Beginn eines Flügelverhauens wird der Druck von Null anfangen, und je grösser die entblösste Fläche wird, desto mehr wachsen und in seinen Wirkungen intensiver auftreten.

Zuerst löst sich gewöhnlich die Fäule vom Zechstein und senkt sich ohne bedeutende Wirkung auf den Bergversatz nieder. Erst wenn nach Verhau einer grösseren Flötzfläche die höher liegenden Gebirgsschichten, wie der Zechstein, die Rauchwacke, der Gyps oder die Asche die Senkung mitmachen, äussert sich der Druck in der Weise vorthellhaft für die Gewinnung, dass er sich auf die äussere Strebkante setzend das Hereintreiben der unterschränten Schiefer wesentlich befördert. Ausserdem werden dadurch, dass das Flötz zwischen Liegendem und Dach keilförmig zusammengepresst wird, die unteren Schichten desselben, welche zur Schramführung dienen, entweder mehr oder minder gedrückt und zerbröckelt, oder doch in solche Spannung versetzt, dass beim Schrämen leicht einzelne grössere Stücke, wie von einem spröden Körper abspringen. Erfahrungsmässig hat sich nun ergeben, dass die Wirkung des Druckes am günstigsten bei der diagonalen Richtung der Verhaulinie ausfällt.

Das Fallen des Flötzes kann in Rücksicht auf die Lage der Arbeiter von Einfluss auf die Richtung der Verhaulinie sein, und ein Abweichen derselben von der Bahnrichtung herbeiführen.

Die Gewohnheit des Mansfelder Bergmanns, die Schramarbeit nur im Liegen auf der linken Seite auszuführen, bedingt nämlich für ihn bei dem Verhau eines rechten Flügels den ungünstigen Umstand des Bergabliegens, welches mit dem Fallen des Flötzes zunimmt und für die Gesundheit und Leistung der Arbeiter gleich wenig vorthellhaft ist. Man vermindert das Bergabliegen, indem man die Richtung der Verhaulinie sich mehr dem Streichen des Flötzes nähern lässt (den Flügel lang haut) oder vermeidet dasselbe bei stärkerem Flötzfallen gänzlich dadurch, dass man den rechten Flügel nicht vom Schachte ab, sondern vom entgegengesetzten Ende nach dem Schachte zu abbaut, wobei die Lage der Arbeiter dann dieselbe, wie auf dem linken Flügel ist. Im Allgemeinen ent-

schliesst man sich zu letzterem Mittel sehr ungern, da ein Verhau der Flügel nach dem Schachte zu gewöhnlich mit Rückförderung verbunden ist und sich die Wirkung des Druckes nie sobald einstellt, wie bei den gleichzeitigen Aufhauen der Flügel (dem Auseinanderhauen derselben) vom Schachte aus.

Auf dem linken Flügel wirkt ein stärkeres Flötzfallen in sofern nachtheilig, als die Arbeiter die Keilhaue beim Schrämen mehr aufwärts führen müssen. Man begegnet diesem Uebelstande durch „Kurzhauen“ der Flügel, d. h. durch ein Verlegen der Verhauulinie aus der gewöhnlich diagonalen in eine Richtung, welche sich der Fällungslinie des Flötzes nähert.

Obwohl hinsichtlich der zweckmässigsten Kraftausübung ein diagonaler Verhau der Flügel von oben nach unten (Fig. 6, Taf. IX.) der vortheilhafteste sein würde, weil in diesem Falle der Arbeiter die Keilhaue horizontal oder sogar niederwärts führen kann, so sprechen doch wichtigere Gründe für das bisher übliche Verfahren, den Abbau an den unteren Ecken der Flügel beginnen zu lassen. Erstens würde beim Verhau von oben nach unten der Druck, welcher vorherrschend schiebend in der Fällungslinie wirkt, nach Entblössung grösserer Flächen auf die untere Strebkante so mächtig werden, dass er für die Gewinnung nicht nur nicht vortheilhaft, sondern sogar schädlich sein würde. Zweitens würde der Bergversatz beschwerlicher werden, die Berge aufwärts in die Mauer geschafft werden müssten und ausserdem stets das Bestreben zeigen würden, aus denselben wieder herabzurutschen. Drittens würden bei nasser Arbeit die Wasser, welche beim Verhau von unten nach oben dem Ortsstosse abfallen, hier demselben zufließen und hinderlich werden.

Ein anderer wesentlicher Nachtheil würde noch der sein, dass der Schram sowohl, als auch der Arbeitsstoss schwierig vom Gebirge rein zu halten ist.

Aus allen diesen Gründen ist der Abbau vom Schachte aus und zwar von unten nach oben, so wie die diagonale Richtung der Verhauulinie geboten.

Trotz aller Sorgfalt wird letztere jedoch nur selten eine gerade Linie bilden und durch wechselnde Festigkeit des Schrams, durch das Auftreten kleinerer Störungen: Hörste, Rücken etc. geringere Abweichungen von ihrer Hauptrichtung erfahren. Mit besonderer Sorgfalt ist aber darauf zu achten, dass nicht einzelne Theile des Flügels beim Verhau zurückbleiben und dadurch Ecken in der Verhauulinie gebildet werden, ein Fall, welcher leicht bei ungleichmässiger Festigkeit des Schrams eintritt und stets einen nachtheiligen Einfluss auf dem Abbau äussert. Die zurückbleibenden Theile (b, b, Fig. 7, Taf. IX.) nehmen nämlich den Druck vollständig auf; ihre Gewinnung wird durch zu grosse Wirkung des Druckes daher schwieriger, während derselbe an den Punkten, wo der Verhau vorausgeeilt ist, so schwach ist, dass er nicht mehr wirksam auf das Unterschräme werden kann. Durch die Stärke der Belegung sucht man den Wechsel in der Festigkeit des Schrams auszugleichen und das Entstehen erwähnter Ecken zu verhindern.

Eines eigenthümlichen Verfahrens, des sogenannten „Stollnunterhauens“, welches gleichzeitig mit dem

Verhau eines Flötzes zur Ausführung kommt, muss hier noch besonderer Erwähnung geschehen. Während man bekanntlich bei dem Abbau von Kohlenflötzen zur Sicherung der Hauptstrecken Sicherheitspfeiler stehen lässt, wird beim Kupferschieferbergbau der Flötzstreifen c, d (Fig. 8, Taf. IX.) gewonnen und zwar aus dem Grunde, um den Druck, welcher sonst nach dem Abbau des über dem Stolln anstehenden Flügels mit dem unteren Stoss des Stollns, resp. der Grundstrecke, abschneiden und leicht ein Hereinbrechen der Firste herbeiführen würde, gleichsam über letztere hinweg zu leiten und ein gleichmässiges Setzen der Gebirgsschichten auf beiden Stössen herbeizuführen.

(Fortsetzung folgt.)

Die Mansfelder Hüttenprozesse in ihrer Abweichung von den Ober- und Unterharzer Kupfer- und Silbergewinnungsarbeiten.

Vom

Ingenieur Albrecht von Groddeck,

Lehrer der Bergbaukunde an der Königl. Bergschule zu Clausthal.

(Fortsetzung von S. 311.)

Betrieb der Oefen. — Der Schlackenherd. Der Herd des Ofens besteht, wie oben gezeigt, aus Quarzsand, der mit etwas gepochter Schieferschlacke gemengt ist. — Wollte man den an Schwefelmetallen und FeO reichen gerösteten Stein unmittelbar auf diesem Herde verschmelzen, so würde letzterer augenscheinlich in kurzer Zeit zerstört werden. Es ist deshalb nöthig, über dem Quarzsand einen Schlackenherd aufzuschmelzen. Nachdem der Quarzherd fertig ist, wird Schlacke von hohem Silicierungsgrade eingeschmolzen und zum Theil wieder abgestochen. Beim Betriebe des Ofens ist darauf zu sehen, dass dieser Schlackenherd einerseits nie abschmilzt, damit der Herd nicht zerstört wird, andererseits durch Abkühlung nie so stark anwächst, dass dadurch die Dimensionen des Ofens geändert werden.

Die Haltung des Herdes ist die Hauptsache beim ganzen Flammofenbetriebe. Der Arbeiter muss beim Umrühren der Schmelzmassen mittelst einer Kratze, — wie wir später näher betrachten werden, — durch das Gefühl die Beschaffenheit des Herdes beurtheilen können und danach seine Arbeit einrichten.

Die Haltung des Herdes spielt beim Flammofenprozess eine ähnliche Rolle, wie die Nasenführung bei der Schachtofenarbeit.

Beschickung. — Das wesentlichste Moment bei dem Concentrationsschmelzen ist das beim Rösten gebildete FeO an SiO₃ zu binden und als Schlacke zu entfernen.

Der geröstete Rohstein enthält keine SiO₃ in irgend beträchtlicher Quantität, sie muss daher als Zuschlag der Schmelzpost zugetheilt werden.

Quarzsand, arme Sanderze und Schieferschlacke dienen als Zuschlag. Nach den Oekonomie-Plänen von 1860 und 1862 werden auf 100 Ctr. Rohstein verbraucht:

auf der Eislebener Hütte 8—10 Ctr. Quarzsand
 „ „ Mansfelder „ 10 „ Sanderze oder
 12 Cbkf. Sand
 „ „ Kupferhammer Hütte 10 „ Sanderze oder
 10,5 Cbkf. Sand.

Ausser dem Kieselsäuregehalt der Beschickung spielt der Schwefelgehalt die wichtigste Rolle. Bei dem ungleichen Erfolg des Röstens in Stadeln hat man vor dem Verschmelzen des gerösteten Steins kein Anhalten zur Beurtheilung des Schwefelgehaltes desselben. Um nun nach der Erfahrung beim Verschmelzen den Betrieb reguliren zu können, wird eifeuriger (einmal gerösteter) und zweifeuriger (zweimal gerösteter) Stein gemengt. Bei zu geringem Schwefelgehalt der Beschickung muss eifeuriger, bei zu grossem Schwefelgehalt zweifeuriger Stein zugeschlagen werden. Von den Erscheinungen, welche bei zu hohem oder zu niedrigem Schwefelgehalt der Beschickung eintreten, wollen wir später sprechen.

Einsetzen. — Der geröstete Stein — eifeuriger und zweifeuriger im Gemisch — wird in Quantitäten von 50—80 Ctr. auf einmal (Eckardthütte und Mittelhütte) oder in 2 Chargen à 38—42 Ctr. nacheinander (Kupferkammer- und Kreutzhütte) eingesetzt, wobei man die entsprechenden Quantitäten Sand, Sanderze und Schieferschlacke zutheilt.

Der Einsatz auf Eckardthütte beträgt 60 Ctr. Gaarrost mit 6 Ctrn. Sanderzen beschickt.

Auf Kreutzhütte werden 80 Ctrn. Gaarrost in zwei Posten à 40 Ctrn. eingesetzt und mit 1 Tonne Sand beschickt.

Auf Kupferkammer setzt man 2 Posten von 38 Ctrn. nacheinander ein und beschickt sie mit 2—3 Ctrn. Sand und 4 Ctrn. Schieferschlacken. Der in den Muffelöfen der Schwefelsäurefabrik daselbst geröstete Stein wird in Quantitäten von 50 Ctrn. auf einmal eingetragen, da ein Nachsetzen wegen des pulverförmigen Zustandes bei diesem Stein nachtheilig wirkt.

Das Einsetzen geschieht mittelst flachen Löffels und ist eine beschwerliche, meistens 1 Stunde Zeit in Anspruch nehmende Arbeit. Um diese zu umgehen, hat man auf der Kupferkammer versucht, die Schmelzpost mittelst eines Fülltrichters in den Ofen zu bringen. Dabei hat man es jedoch nicht in der Gewalt, den Stein gleichmässig auf dem Herde und mit Rücksicht auf die vor dem Einsetzen ausgebesserten Stellen desselben zu vertheilen. Man hat deshalb diese Methode wieder verlassen, trotzdem das Einsetzen mittelst Löffels mehr Zeit in Anspruch nimmt und dabei natürlich eine grössere Abkühlung des Ofens eintritt.

Die grösseren Stücke legt man zu unterst und schüttet das Klare darüber. Auf den verschiedenen Hütten ist man über die Zweckmässigkeit der einen oder anderen Methode des Einsetzens, — so viel dem Verfasser bekannt — nicht derselben Ansicht. Das Einsetzen in 2 Posten hat natürlich den Vortheil, dass man dabei an Zeit und Brennmaterial spart, dagegen hat es den Nachtheil, dass sich Krusten bilden, wenn die zweite kalte Charge in die eingeschmolzene Masse eingetragen wird, und die Beseitigung dieser Krusten macht viel Arbeit.

Das Einschmelzen. — Nach dem Einsetzen werden die Thüren des Ofens geschlossen und gut ver-

schmiert, der Rost wird gereinigt und darauf lebhaft gefeuert. Um das Einschmelzen zu befördern, d. h., um den zugesetzten Quarz in vielfache Berührung mit dem FeO zu bringen und ein Zusammenfritten des ersteren möglichst zu verhüten, wird nach ca. 2 Stunden die ganze Schmelzpost tüchtig durchgerührt. Man verhütet dadurch zugleich, dass sich ungeschmolzene Stücke auf dem Herde festsetzen. Das Durchrühren wird je nach Bedürfniss 2 bis 3 Mal wiederholt.

Nach ca. 8 Stunden sind die Massen in vollem Fluss, über dem bereits angereicherten Stein schwimmt eine beträchtliche Quantität Schlacke.

Erstes Schlackenziehen. — Um eine fernere Anreicherung des Steins durch Bildung neuer Schlacken zu befördern, muss die bereits gebildete Schlacke entfernt werden. Das Schlackenthor wird geöffnet, ein eiserner Hund davor gefahren (mit Sand bestreut) und in diesen die Schlacke mittelst eiserner Kratzen gezogen.

Kennzeichen des Ofenganges. — Ehe wir in der Beschreibung des Schmelzverfahrens fortfahren, wird es nöthig sein, die Erscheinungen zu betrachten, welche beim Durchrühren der Schmelzpost und beim Schlackenziehen eintreten können. Das Wesentliche bei der Beschickung ist, wie oben gesagt, der SiO₃ und S-Gehalt derselben.

Da im gerösteten Gestein der S-Gehalt mit der Stärke der Röstung abnimmt, dagegen der Gehalt an Basen (FeO und CuO, resp. Cu₂O) damit wächst, so folgt daraus, dass, um eine Schlacke von bestimmtem Silicirungsgrade zu erzeugen, bei stark geröstetem Stein (basenreichem) ein grösserer, bei schwach geröstetem (basenarmen) ein geringerer SiO₃-Zuschlag gegeben werden muss, oder dass mit demselben SiO₃-Quantum unter obiger Voraussetzung mehr schwach gerösteter (eifeuriger) und weniger stark gerösteter (zweifeuriger) Stein verschmolzen werden kann.

Es fragt sich nun zunächst, was für eine Schlacke soll erzeugt werden.

Die Schlacke muss zweien Hauptbedingungen entsprechen, erstens muss sie die für den Prozess unbedingt nothwendig richtige Haltung des Herdes ermöglichen, zweitens muss sie sich von dem Steine leicht trennen und rein abziehen lassen. Diesen Bedingungen wird durch eine Eisenoxydul-Singulosilikatschlacke entsprochen.

Ist die Beschickung so gewählt, dass sich eine solche Schlacke bildet, so hat der Herd eine schleimige Beschaffenheit. Beim Durchrühren der Schmelzpost kann der Arbeiter den Quarzherd unter dem schleimigen Schlackenherd durchfühlen. Beim Ziehen der Schlacke fliesst sie gleichmässig und nicht zu dünn an der Schlackenplatte herunter und wirft Blasen. Ist aber zu viel zweifeuriger Stein in der Beschickung, also bei demselben SiO₃-Gehalt der Gehalt an Basen grösser und der an S geringer, so bildet sich ein Subsilikat, welches sehr schwerschmelzbar ist und zu Ansätzen auf dem Schlackenherd Veranlassung giebt. Beim Durchrühren kann man den Quarzherd nicht mehr durchfühlen, beim Ziehen der Schlacke fliesst diese ungleichmässig in einzelnen Klumpen aus dem Ofen.

Den bezeichneten Uebelständen wird natürlich durch Zusatz eifeurigen Steins abgeholfen.

Ist hingegen zu viel eiteuriger Stein in der Beschickung, so bildet sich eine höher silicirte Schlacke,

welche sehr leichtflüssig ist. Der Herd schmilzt dabei leicht fort, so dass man beim Durchrühren über dem Quarzherd den schleimigen Schlackenherd nicht mehr wahrnimmt. Beim Schlackenziehen ist man in Gefahr wegen der Dünflüssigkeit der Schlacke Stein mit herauszuziehen.

Durch Zusatz von zweifeurigem Stein kann die normale Schmelzung wieder hergestellt werden.

Fernere Arbeiten. — Wird in zwei Posten eingesetzt, so folgt nach dem ersten Schlackenziehen das Einsetzen der zweiten Post. Die Thüren werden geschlossen und nach 3 Stunden hat sich dann gewöhnlich wieder so viel Schlacke gebildet, dass sie von Neuem abgezogen werden muss. Nachdem darauf wieder eine Stunde lang gefeuert ist, zieht man zum dritten Mal Schlacke und durch eine Schöpfprobe überzeugt man sich, ob der Stein den erwünschten Gehalt hat. Die Bruchfläche der Probe muss glatt sein und eine blaugraue Farbe haben.

Zeigt die Probe die gewünschte Beschaffenheit, so schreitet man zum Abstechen des Steins.

Abstechen. — Da der Concentrationsstein behufs der spätern Röstung in ein feines Pulver verwandelt werden muss, so sticht man ihn unter den bekannten Vorsichtsmaassregeln in ein Wasserbassin ab, wobei man Kupfersteingranalien erhält.

Produkte. — 1) Kupfersteingranalien: sie werden auf Mühlen in feines Pulver verwandelt.

2) Concentrationsschlacke: sie kommt zum Rohschmelzen.

Betriebsresultate. Ausbringen. Aus 100 Ctr. Rohstein werden je nach dem Gehalt desselben an Kupfer 34—65 Proc. Concentrationsstein und 70 bis 46 Proc. Concentrationssteinschlacken erhalten.

Der Concentrationsstein enthält:

64,7 bis 69,6 Proc. Cu und 0,34 bis 0,55 Proc. Ag.

Brennmaterialverbrauch. — Man verbraucht pro 100 Ctr. Rohstein: auf der Kreutzhütte

12,8 Tonnen Braunkohlen und

12,4 „ Steinkohlen.

Auf der Mittelhütte

11,6 Tonnen Braunkohlen } bei Eislebener Stein.

9,6 „ Steinkohlen }

13,3 „ Braunkohlen } bei Sangerhäuser

10,1 „ Steinkohlen } Stein.

Auf der Kupferkammer

11,9—12,6 Tonnen Braunkohlen

13,0—12,1 „ Steinkohlen.

Zeitverbrauch. In 24 Stunden werden 105 bis 110 Ctr. Rohstein concentrirt.

Die Oefen haben im Jahre 34—36 Betriebswochen.

Lohnverhältnisse. — Die Lohnverhältnisse sind analog denen bei dem Rohschmelzen eingerichtet. Jeder Ofen hat ein Wochenwerk. Dasselbe beträgt je nach der Grösse des Ofens 700 bis 800 Ctr. Bei grösserer Produktion wird eine Prämie pro Centner bezahlt. Jeder Ofen wird von 3 Mann während einer zwölfstündigen Schicht bedient.

(Fortsetzung folgt.)

Referate.

Bericht über die dritte allgemeine Versammlung von Berg- und Hüttenmännern zu Mährisch-Ostrau (14.—18. Septbr. 1863). Redigirt und herausgegeben vom Comité der Versammlung. Mit Holzschnitten und Figurentafeln. Wien 1864. Druck und Verlag der typographisch-literarisch-artistischen Anstalt (L. C. Zamarski und C. Dittmarsch).

Andrée, Verhältnisse des Ostrauer Steinkohlenrevieres und dessen Bergbaubetrieb. — Kurzer Ueberblick über Entstehung, Entwicklung und heutigen Stand des Steinkohlenbergbaues im Ostrauer Revier.

Huyssen, die allgemeinen Verhältnisse des preussischen Bergwesens mit Rücksicht auf ihre Entwicklung. (S. d. Bl. S. 243.)

Rittinger, Siebscala und Siebgruppen. — Zur Erreichung einer zweckentsprechenden Separation nach der Korngrösse, als Vorbereitung zu den nachfolgenden Concentrationsarbeiten der mechanischen Aufbereitung, wird in Vorschlag gebracht:

Die Volumina der aufeinanderfolgenden Korngrössen in der progressiven Reihenfolge:

1 : 2,828 : 8 : 22,624 : 64 etc.

d. i. 1 : 2,828 : 2,828² : 2,828³ : 2,828⁴ etc.

und die Lochdurchmesser nach der Progression

1 : 1,414 : 2 : 2,828 : 4 etc., oder

1 : 1,414 : 1,414² : 1,414³ : 1,414⁴ etc.

zunehmen zu lassen.

Nach diesem Gesetze erhält man für die Lochweiten innerhalb ihrer praktischen Grenzen folgende in 4 Gruppen getheilte Progression:

1. Gruppe. Stoffe.	2. Gruppe. Graupen.	3. Gruppe. Gries.	4. Gruppe. Mehl.
64 Millimeter.	16 Millimeter.	4 Millimeter.	1 Millimeter.
45,2 „	11,3 „	2,8 „	0,71 „
32 „	8 „	2 „	0,5 „
22,6 „	5,6 „	1,4 „	0,35 „
	0,25 Millimeter	= Staub oder Schlamm.	

Siebsatz mit gestautem Ladenwasser. (Siehe d. Bl. S. 150.)

Erbreich, Verwendung roher Steinkohlen zur Roheisenerzeugung. — Der wesentliche Inhalt dieses Aufsatzes ist in d. Bl. S. 108 bereits mitgetheilt.

Bazant, Eisenwerke der k. k. priv. österr. Staats-eisenbahngesellschaft im Banat. — Kurzen Angaben über geognostische Verhältnisse, Vorkommen der Erze (Eisen, Kupfer, Zink, Blei, Gold und Silber) und Kohlen schliessen sich ausführlichere Bemerkungen über das Eisenhüttenwerk Reschitza mit 3 Hohöfen an. Der ringförmige Winderhitzungsapparat wird mit Kohlenabfällen und Cindern von Puddel- und Schweissöfen geheizt. Der Dampfaufzug besorgt, sobald derselbe den gefüllten Gichtwagen nach oben gebracht hat, das Aufheben des Gichtdeckels behuf der Chargirung selbst. Am obern Ende des Kolbens ist eine Kette, welche über eine Rolle auf das Mittel der Gichtklappe geht und ein Gegengewicht trägt, welches erstere contrabalancirt mittelst zweier über 2 Rollen hängender Ketten. Bei aufgehendem Gichtwagen wird das Gegengewicht frei und sinkt, hebt aber dadurch mittelst der beiden Rollen und Ketten den Deckel. Beim Herabgehen wird der Deckel geschlossen. — Die Puddelhütte bietet nichts Besonderes dar, dagegen werden höchst interessante ausführliche Mittheilungen über Fabrikation der Kesselbleche gemacht.

Benigny, Ermittlungen des Heizeffektes verschiedener Steinkohlen im Puddelofen. — Das Gewicht des Puddelsteins, welches durch eine bekannte Menge der zu untersuchenden Steinkohle erzeugt wurde, dient als Maassstab für die wirklich nutzbare Heizkraft, während andere Methoden

der Heizkraftbestimmung meist nur das theoretische Maximum der Verbrennungshitze angeben.

Obtulowicz, über die chemisch-metallurgischen Unterschiede der Karpathensphärosiderite getrennt nach den geologischen Formationsgliedern, und die günstigste Schlackensilicierungsstufe für die Erze. — Diese Sphärosiderite sind kohlen-saure Verbindungen von

Fe, Mn, Ca, Mg in wechselnden isomorphen Verhältnissen, verunreinigt durch Thonerde, Quarzsand, Thonsilikate, Eisenkies und Gyps. Zur Erlangung bestimmter Eisensorten beschickt man die kalkreichen und kieselerdearmen Erze aus dem Neocomien mit 21—22 Proc. Fe auf eine Schlacke von 14 Thonerdesingulo- und 16 Kalkerdebisilikat (a); die kiesel- und thonerdereichen Aptienerze mit 24—29 Proc. Fe auf 19 Singulo- und 23 Bisilikat (b). Albienerze, sehr kieselerde-reich, arm an Thon- und Kalkerde mit 25—30 Proc. Fe auf gleiche Theile Singulo- und Bisilikatschlacke; Cenomanienerze, reich an Kieselsäure, arm an Basen mit 19—22 Proc. Fe auf Bi- und Trisilikat (c), neuerdings Bi- und Singulosilikat (d); die Eocan-erze in grösster Mannichfaltigkeit auf verschiedene Schlacken. Wegen schwerer Reducirbarkeit, grosser Dichtigkeit und Festigkeit müssen die Erze gut geröstet und abgewittert werden. Die Schlacken von den einzelnen Erzen haben nachstehende Zusammensetzung:

	Si	Al	Ca	Mg	Fe	Mn
a. Neocanien	47,40	18,00	30,52	0,91	2,24	0,60
b. Aptienerze	49,55	14,42	26,00	4,46	2,10	1,20
c. Cenomanienerze	63,33	11,66	22,60	1,30	0,76	0,52
d. do.	46,85	10,21	35,69	4,31	1,58	1,26

Ein zu der Bi-Trisilikatschlacke (c) gehöriges Roheisen enthielt 0,760 chem. geb. C, 3,041 Graphit, 4,071 Si, 0,055 S, Spr. Mn und P.

L. Hohenegger, Spiegeleisenerzeugung zu Hradek in Oberungarn. — Die ununterbrochen schönes Spiegeleisen liefernden steyerschen und kärnthnerschen Eisenspathe enthalten so viel Kalkerde, Magnesia und Mangan und so wenig Quarz und Silikate, dass meist Singulosilikatschlacken entstehen und es nicht selten thon- und kieselerdehaltiger Zuschläge bedarf. Die ungarischen Spatheisensteine sind weniger geneigt, Spiegeleisen zu geben, weil sie fast immer sehr arm an Kalk und

anderen Basen, aber quarzreich sind. Sobald man letztere aber durch Kalkzuschläge auf eine Singulosilikatschlacke beschickt und diese durch manganhaltige Zuschläge hinreichend flüssig macht, erzeugt sich daraus ohne Unterbrechung das schönste Spiegeleisen. Ein reines (a) und grau halbrtes Spiegeleisen (b) von Hradek hatten folgende Zusammensetzung:

	a.	b.
Fe	88,910	89,064
Mn	5,865	6,187
Cu	0,180	0,210
P	0,036	0,030
S	Spr.	Spr.
Si	0,519	0,833
C	3,982	2,574
Graph.	0,065	0,442

Die zu (a) gehörige lauchgrüne Schlacke mit krystallinischer, hellbräunlicher Oberfläche enthielt:

Si	37,90
Al	6,09
Mn	3,87
Fe	0,28
Ca	31,87
Mg	17,92
P	0,59
Alkal.	1,48

bei einem Sauerstoffverhältniss der Kieselerde zu den Basen wie 19,68 : 20,00. Bei dem geringen Kohlenstoffgehalt des Spiegeleisens scheint dieses den Uebergang zu graphitischem Eisen zu bilden, worauf der geringe Graphitgehalt hinweist.

K. Uhlig, Beobachtungen über die Leistungen der bei dem Erzherz. Eisenwerke zu Karlshütte bei Friedek in Anwendung stehenden verschiedenen Dampfkessel. — Die stehenden Kessel haben sich besser bewährt, als liegende; bei namhafter Ersparung an Capital und Raum geben sie weit grössere Dampfproduktionen, als liegende Kessel.

Notizen.

v. Gohren, Roheisen von Blansko in Mähren. — Es enthielten (a) grobkörniges Gusseisen, (b) feinkörniges graues G., (c) grobkörniges etwas schaumiges G., (d) Roheisen aus den besten Erzen bei 150—160° R. Windtemperatur erblasen und (e) Roheisen aus den kieselerde-reichsten Erzen bei 90 bis 100° R. erblasen:

	a.	b.	c.	d.	e.
Chem. geb. C.	0,640	1,230	0,520	0,741	0,291
Graphit	2,860	2,640	3,080	2,568	2,453
Phosphor	0,327	0,510	0,790	0,144	0,473
Schwefel	Spr.	Spr.	0,034	Spr.	Spr.
Silicium	0,867	2,096	1,193	2,217	1,491

(Chem. Centralbl. 1863, S. 637.)

Fleury, Zugutemachung der Frischschlacken. — Dieselben werden im zerkleinerten Zustande mit gebranntem Kalk, Kohle und kochsalzhaltigem Wasser zu einem Teig angerührt, dieser in Ziegel geformt und dieselben nach dem Trocknen im Puddelofen auf Stahl oder Stabeisen behandelt, wobei der Kalk die Kieselsäure aufnimmt und das Kochsalz zur Entfernung von Schwefel, Arsen, Phosphor etc. beiträgt. (Le Technologiste, Dec. 1863, p. 113.)

Stelle-Gesuch.

Ein Bergwerkscandidat, welcher das bergmännische Staatsexamen auf der Bergakademie zu Freiberg bestanden

und sowohl beim Erz-, als auch beim Kohlenbergbau praktisch gearbeitet hat, sucht unter bescheidenen Ansprüchen eine entsprechende Stelle. Offerten unter **A. H. 26** poste restante Freiberg.

Verlag der Weidmann'schen Buchhandlung in Berlin.

Soeben erschien und ist in allen Buchhandlungen zu haben:

Tafel
der vielfachen Sinus und Cosinus,
sowie der
vielfachen Sinus versus von kleinen Winkeln,
nebst Tafel der einfachen Tangenten.
Zum Gebrauche für praktische Geometer und Mechaniker überhaupt und Markscheider besonders.

Zusammengestellt von

Julius Weisbach,

K. Sächs. Bergrath und Prof. an der K. Sächs. Bergakad. zu Freiberg.

Zweite vermehrte Stereotyp-Ausgabe.

hoch 4. geheftet. Preis 10 Sgr.

BERG- UND HÜTTENMÄNNISCHE ZEITUNG

Redaction:

BRUNO KERL,

und

FRIEDRICH WIMMER,

Professor der Metallurgie

Berggeschworne und Lehrer der Bergbaukunde

an der Bergschule zu Clausthal.

Jährlich 52 Nummern mit vielen Beilagen, Tafeln und eingedruckten Holzschnitten. Abonnements-Preis jährlich 5 Thlr. Crt. Zu beziehen durch alle Buchhandlungen und Postanstalten des In- und Auslandes. Original-Beiträge sind an Einen der Redacteurs franco einzusenden und werden halbjährig — auf Verlangen auch sofort nach Abdruck — entsprechend honorirt.

Inhalt: Haspelleistung in der Sierra del Cabo de Gata in der spanischen Provinz Almeria. Von Hermann Breithaupt. — Ueber die Produktion der Berg- und Hüttenwerke des Berg-Inspektorats von Moskau in den Jahren 1860 u. 1861. Von H. von Jossa. — Die Mansfelder Hüttenprozesse in ihrer Abweichung von den Ober- und Unterharzer Kupfer- und Silbergewinnungsarbeiten. Von Albrecht von Groddeck. (Fortsetzung.) — Referate. — Notizen. — Anzeige.

Haspelleistung in der Sierra del Cabo de Gata in der spanischen Provinz Almeria.

Von

Hermann Breithaupt, Berg-Ingenieur.

Schon in Nr. 46 dieser Zeitschrift v. Jahre 1862 sprach ich über die aussergewöhnliche Leistung des Haspels, damals in der Sierra Almagrera und heute komme ich auf denselben Gegenstand zurück, aber mit Bezug auf das in der Ueberschrift genannte Gebirge.

Beiläufig nur will ich bemerken, dass die Sierra del Cabo de Gata dicht am mittelländischen Meere, 4 bis 6 Meilen östlich von Almeria liegt, aus Trachyt besteht, und dass dieses Gestein von zahllosen mächtigen Quarzgängen durchsetzt wird, die in verschiedenen Tiefen Bleierze (Glanze und kohlensaure Bleioxyde) führen. Der Bergbau ist mit Ausnahme einiger, aber sehr alter, jetzt auflässiger Gruben ziemlich neu und verspricht eine grosse Zukunft. Dies Gebirge hat in der mineralogischen Welt einen besonderen Ruf; es sollen in demselben viele seltene Mineralien vorkommen, allein trotz öfteren und längeren Aufenthalts in demselben, trotz Fragen, Nachsuchungen und Kreuz- und Querzügen, habe ich ausser einigen hübschen Bleierzen nichts mineralogisch Merkwürdiges entdecken können. Man hat mir gesagt, dass das Cabo de Gata (zu deutsch: Katzenap oder Vorgebirge der Katze) eigentlich Cabo de ágata (Achatap) heisse, weil schon die Alten — die Phönicië, die Carthaginenser, die Römer u. s. w. — von dort seltene Steine geholt hätten, ich muss das aber nach meinen Erfahrungen für eine etimologisch-antiquarisch-mineralogische Mythe halten.

Nun, in diesem Gebirge sah ich einen so eigenthümlichen Haspel, und zwar auf der Grube Respingo, dass ich demselben meine Aufmerksamkeit schenkte.

Der Schacht war sehr eng, 0,80 Meter*) in einem unregelmässigen Gevierte; die Haspelunterlage bestand nach Landesbrauch aus einem vierbeinigen Tisch ohne Platte, der Rundbaum war mit einem so schmalen und so hohen Seilfach versehen, dass das Seilfach weit eher einer Seilscheibe eines Pferdegöpels glich, als eben einem Haspel. Der Flanschdurchmesser betrug 0,78, der Durchmesser, auf welchem das 0,035 dicke Haspelseil ruht, 0,70, die Fachweite 0,25 Meter. Der Haspelhorndurchmesser war 1,20, der Zapfendurchmesser 0,04. Der Schacht war 70,5 Meter tief und eine Ausförderung bedurfte 31¼ Umdrehungen. Das Seil war 3½ Mal um den Rundbaum (den seilscheibenförmigen Aufsatz) geschlungen und rutschte beim Betrieb stets nach dem kleinsten in der Mitte der Axenlänge befindlichen Durchmesser und wickelte sich von diesem Punkte nach unten ab. Der Haspel wurde von 4 Männern betrieben, die in der Zeit von Sonnenaufgang bis Sonnenuntergang, also durchschnittlich in 12 Stunden, nicht allein 225 Förderkörbe mit je 80 spanischen Pfund Nettolast zu ziehen, sondern auch die gesammte Mannschaft zweimal in die Grube zu lassen und zweimal wieder herauszuschaffen hatten, was erfahrungsmässig täglich 4½ Stunden beansprucht. Ferner geht noch von den 12 Stunden Arbeitszeit mindestens 1 Stunde für Frühstück und Mittagessen ab und es bleiben somit für die eigentliche bergmännische Haspelförderung nur noch 6½ Stunden. Dann ist aber die Stundenleistung eines Hasplers

$$\frac{83 \text{ Varas} \times 3 \text{ Fuss} \times 225 \text{ Korb} \times 80 \text{ Pfd.}}{4 \text{ Mann} \times 6\frac{1}{2} \text{ Stunden}} = 172384 \text{ span. Fusspfund oder}$$

$$\frac{70,5 \text{ Met.} \times 225 \text{ Korb} \times 80 \text{ Pfd.} \times 0,46 \text{ Kil.}}{4 \text{ Mann} \times 6\frac{1}{2} \text{ Stunden}} = 22071 \text{ Kilo-}$$

grammmeter oder in rheinischen Fussen und Zollpfunden 22071,3,186,2 = 140636 Fusspfund, eine Leistung, die noch höher ist, als die in Sierra Almagrera gefundene.

*) Die Maasse sind die metrischen, wo nichts Anderes gesagt ist.

Ueber die Produktion der Berg- und Hüttenwerke des Berg-Inspektorats von Moskau in den Jahren 1860 und 1861.

Von

Generallieutenant H. v. Jossa in Petersburg.

A. Eisenwerke.

1. Die Berg- und Hüttenwerke der Erben des H. J. Bataschow. Gouvernement Wladimir, Kreis Melenki; Kjasan, Kreis Kassimow. — Grundbesitz 38,588 Desätinen ($7\frac{1}{2}$ Quadratmeile) mit 28,431 Des. Wald. Männliche Bevölkerung 3721. Eisengruben 7, Hütten 3. Hohöfen 4, Kupuloofen 1, Frischherde 16, Puddelöfen 3. Wasserräder 69 von 460, eine Dampfmaschine von 30 Krft., zusammen 490 Krft.

Produktion.	1860.	1861.
Eisenerze	291,230 Pud.	302,450 Pud.
Roheisen	129,284 „	126,225 „
Gusswaaren	55,153 „	52,618 „
Eisen	87,875 „	77,943 „
Eisenwaaren	58,666 „	64,724 „
Holz (1 C.-Klafter à 343 C.-F. engl.)	14,707 C.-Kl.	18,702 C.-Kl.
Holzkohlen (1 Korb à 70 C.-F. engl.)	15,429 Korb.	21,690 Korb.

2. Die Berg- und Hüttenwerke der Erben Schepelew. Gouvernement Wladimir, Kreis Melenki, Tambow, Kreis Jelatma; Nischni Nowgorod, Kreis Ardatow. — Grundbesitz 148,165 Des. (29 Quadratmeilen) mit 108,538 Des. Wald. Bevölkerung 9042. Eisengruben 9, Hütten 6. Hohöfen 5, Röstöfen 14, Kupuloofen 3, Flammöfen 6, Frischherde 22, Schmiedefeuer 144, Puddelöfen 16, Schweissöfen 10, Glühöfen 37, Stahlöfen 2. Wasserräder 69 von 1056, Dampfmaschinen 16 von 510, zusammen 1566 Krft. 1 Dampfhammer von 40 Krft.

Produktion.	1860.	1861.
Eisenerze	1,901,669 Pud.	1,093,912 Pud.
Roheisen	781,447 „	738,300 „
Gusswaaren	195,137 „	123,163 „
Friseisen	151,717 „	151,842 „
Puddeleisen	574,281 „	525,353 „
	725,998 Pud.	677,195 Pud.
Verschiedene Eisensorten	611,240 Pud.	534,638 Pud.
Darunter hauptsächlich:		
Eisenblech	120,956 „	110,000 „
Draht	68,966 „	42,598 „
Schienen- u. Band-eisen	122,592 „	97,289 „
Schmiedewaaren	100,000 „	96,000 „
Sensen	143,382 Stück.	33,465 Stück.
Holz	78,885 C.-Kl.	78,311 C.-Kl.
Holzkohlen	83,472 Korb.	76,324 Korb.

3. Die Hüttenwerke der Erben von S. Bataschow. Gouvernement Tambow, Kreis Temnikow. — Grundbesitz 50,195 Desät. ($9\frac{3}{4}$ Quadratmeilen). Bevölkerung 3148. Die Eisenerze werden von fremden Gruben gekauft. 2 Hütten. 3 Hohöfen, 4 Kupuloofen, 1 Flammofen, 16 Frischherde und 2 Puddelöfen. Wasser-

räder 29 von 232 Krft., Dampfmasch. 8 von 184 Krft. zusammen 416 Krft.

Produktion.	1860.	1861.
Eisenerze verschmolzen	534,233 Pud.	416,000 Pud.
Roheisen erzeugt	261,679 „	185,657 „
Gusswaaren	100,140 „	55,811 „
Friseisen	146,811 „	130,508 „
Puddeleisen	49,044 „	44,587 „
	195,855 Pud.	175,095 Pud.
Eisenwaaren	116,907 „	89,965 „
Holz	43,441 C.-Kl.	40,164 C.-Kl.
Holzkohlen	46,326 Korb.	42,370 Korb.

4. Die Berg- und Hüttenwerke der Erben Manuchin. Gouvernement Pensa, Kreis Krasnostobodsk. — Grundbesitz 4158 Des. (0,8 Quadratmeilen) mit 3943 Des. Wald. Bevölkerung 855. Eisengruben 4, Hütten 2. Hohöfen 1, Kupuloofen 1, Frischherde 2. Wasserräder 4 von 48, Dampfmaschinen 1 von 12, zusammen 60 Kft.

Produktion.	1860.	1861.
Eisenerze	50,067 Pud.	145,245 Pud.
Roheisen	16,615 „	51,351 „
Gusswaaren (zum Theil aus altem Roheisen)	32,595 „	45,555 „
Friseisen	2,608 „	—
Holz	5,777 C.-Kl.	3,365 C.-Kl.
Holzkohle	6,560 Korb.	5,611 Korb.

5. Die Hüttenwerke des H. Schipow. Gouvernemente: Nischni-Nowgorod, Kreis Ardatow und Tambow, Kreis Temnikow. — Grundbesitz 29,355 D. (gegen 6 Quadratmeilen) mit 25,128 Des. Wald. Bevölkerung 2528. 2 Hütten. Eisenerze werden gekauft. 2 Hohöfen, 2 Kupuloofen, 2 Flammöfen, 8 Frischherde, 5 Puddelöfen, 7 Schweissöfen. 8 Wasserräder und 6 Dampfmaschinen, zusammen 244 Krft.

Produktion.	1860.	1861.
Eisenerze verschmolzen	486,560 Pud.	379,770 Pud.
Roheisen erzeugt	228,673 „	173,311 „
Gusswaaren	69,724 „	65,783 „
Friseisen	31,724 „	56,000 „
Puddeleisen	28,764 „	53,652 „
	60,488 Pud.	109,652 Pud.
Holzkohlen	22,653 Korb.	14,175 Korb.

6. Das Berg- und Hüttenwerk des H. Grafen Uwarow. Gouvernement Wladimir, Kreis Murom. — Grundbesitz mit Waldungen 33000 Des. ($6\frac{1}{2}$ Quadratmeilen). Eine gangbare Eisengrube und eine Hütte. Hohöfen 2, Kupuloofen 2, Dampfmaschinen 3 von 36 Krft.

Produktion.	1860.	1861.
Eisenerze	96,117 Pud.	292,000 Pud.
Roheisen	28,163 „	99,764 „
Gusswaaren	16,423 „	3,784 „
Holz	11,288 C.-Kl.	5,210 C.-Kl.

7. Das Berg- und Hüttenwerk des H. Barkow. Gouvernement und Kreis Kiasan. — Grundbesitz 244 D. (etwa 288 Morgen), ohne Wald. 1 Eisengrube und 1 Hütte. 1 Hohofen, 1 Kupuloofen und 5 Frischherde. 13 Wasserräder von 250 und 3 Dampfmaschinen von 112, zusammen 362 Krft.

Produktion.	1860.	1861.
Eisenerze	94,943 Pud.	62,430 Pud.
Roheisen	49,602 „	30,421 „
Gusswaaren	14,148 „	17,935 „
Frischeisen	16,750 „	24,530 „
Telegraphen- und Nadeldraht	14,740 „	23,317 „
Holz	1,019 C.-Kl.	738 C.-Kl.
Holzkohlen	7,223 Korb.	7,024 Korb.

8. Die Berg- und Hüttenwerke des H. Karamsin. Gouvernement Nischni-Nowgorod, Kreis Ardatow. — Grundbesitz 5950 Des. ($1\frac{1}{10}$ Quadratmeile) mit 5940 Des. Wald. 2 Eisengruben und 1 Hütte. 1 Hohofen, 1 Kupolofen, 1 Dampfmaschine von 20 Krft.

Produktion.	1860.	1861.
Eisenerze	384,440 Pud.	625,950 Pud.
Roheisen	185,975 „	318,082 „
Gusswaaren	3,807 „	4,938 „
Holz	8,460 C.-Kl.	2,547 C.-Kl.
Holzkohlen	17,012 Korb.	9,728 Korb.

9. Die Giesserei des H. Milowanow. Gouvernement Tambow, Stadt Lipezk. 1 Kupolofen und 2 Pferdegöpel von 7 Krft.

Produktion.	1860.	1861.
Gusswaaren	6,851 Pud.	5,730 Pud.
Holzkohlen	414 Korb.	138 Korb.

10. Die Hüttenwerke des H. Melnikow. Gouvernement Orel, Kreis Brjansk. — Grundbesitz 11,671 D. ($2\frac{1}{4}$ Quadratmeile) mit 10,276 D. Wald. Bevölkerung 793. 2 Hütten mit 1 Hohofen, 1 Kupolofen und 6 Frischherden. 11 Wasserräder von 58 Krft.

Produktion.	1860.	1861.
Eisenerze	154,434 Pud.	122,159 Pud.
Roheisen	63,754 „	50,237 „
Gusswaaren	26,679 „	18,423 „
Frischeisen	13,677 „	11,649 „
Holz	2,386 C.-Kl.	2,209 C.-Kl.
Holzkohlen	8,150 Korb.	5,337 Korb.

11. Die Berg- und Hüttenwerke des Herrn General Malzow. Gouvernements Kaluga und Orel, Kreise Schidra und Briansk. — Grundbesitz 195,449 Desätinen ($38\frac{1}{2}$ Quadratmeilen) mit 69,531 Des. Wald. Bevölkerung 18,364. 7 Hütten mit 8 Hohöfen, 6 Kupolöfen und 18 Puddel- und Schweissöfen. Wasserräder 14 von 332, 1 Turbine von 4 und 16 Dampfmaschinen von 141, zusammen 477 Krft.

Produktion.	1860.	1861.
Eisenerze	1,554,708 Pud.	1,137,225 Pud.
Roheisen	715,966 „	501,701 „
Gusswaaren	445,161 „	307,181 „
Puddeleisen	476,836 „	305,879 „
Eisenwaaren	5,924 „	5,833 „
Holz	81,509 C.-Kl.	47,518 C.-Kl.
Holzkohlen	50,332 Korb.	24,916 Korb.

12. Die Berg- und Hüttenwerke des Herrn Kandalinow. Gouvernement Kostroma, Kreis Wetluga. — Grundbesitz mit Waldungen 6000 Des. (gegen $1\frac{1}{4}$ Quadratmeile). 8 Eisengruben und 1 Hütte mit 1 Hohofen, 1 Kupolofen und 2 Dampfmaschinen von 30 Krft.

Produktion.	1860.	1861.
Eisenerze	— Pud.	11,204 Pud.
Roheisen	— „	2,407 „
Gusswaaren	1,648 „	6,540 „
Holz	1,538 C.-Kl.	3,106 C.-Kl.
Holzkohlen	511 Korb.	3,357 Korb.

13. Die Berg- und Hüttenwerke des Herrn Lawrow. Gouvernement Kaluga, Kreis Tarussa. — Grundbesitz 189 Des. mit 4 Des. Wald. Die Erze werden gekauft. 1 Hütte mit 1 Hohofen, 1 Kupolofen und 3 Wasserrädern.

Produktion.	1860.	1861.
Eisenerze	243,589 Pud.	192,430 Pud.
Roheisen	125,188 „	99,276 „
Gusswaaren	117,155 „	100,877 „
Holzkohlen angekauft	8,635 Korb.	8,056 Korb.

14. Die Berg- und Hüttenwerke der Fürstin Bibarsow. Gouvernement Kaluga, Kreis Tarussa. — Grundbesitz 1252 Des. ($\frac{1}{4}$ Quadratmeile). Brennmaterial wird gekauft. 6 Eisengruben, 1 Hütte mit 1 Hohofen 2 Kupolöfen, 1 Wasserrad von 20 und 1 Dampfmaschine von 8, zusammen 28 Krft.

Produktion.	1860.	1861.
Eisenerze	232,090 Pud.	188,305 Pud.
Roheisen	117,228 „	97,697 „
Gusswaaren	83,003 „	74,434 „

15. Die Berg- und Hüttenwerke der Fr. Bernardaki. Gouvernement Kaluga, Kreise Peremyschl und Koselsk. — Grundbesitz 172 Des. Brennmaterial gekauft. 1 Eisengrube und 2 Hütten mit 1 Hohofen, 2 Kupolöfen, 6 Frischherden, 12 Wasserrädern von 68 und 1 Dampfmaschine von 16, zusammen 84 Krft.

Produktion.	1860.	1861.
Eisenerze	164,403 Pud.	94,773 Pud.
Roheisen	76,518 „	43,339 „
Gusswaaren	41,000 „	24,556 „
Frischeisen	3,238 „	2,137 „

16. Das Hüttenwerk der H. H. Masolow. Gouvernement Tula, Kreis Odojew. — Grundbesitz 65 Des. Bevölkerung 404. Erze und Brennmaterial werden gekauft. 1 Hütte mit 1 Hohofen, 1 Kupolofen und 1 Wasserrad von 39 Krft.

Produktion.	1860.	1861.
Erze	169,021 Pud.	155,595 Pud.
Roheisen	84,761 „	73,998 „
Gusswaaren	55,443 „	50,716 „

17. Das Hüttenwerk der Fr. Mergasow. Gouvernement Kaluga, Kreis Lichwin. — Grundbesitz 7180 Des. ($1\frac{1}{2}$ Quadratmeile) mit 3,937 Des. Wald. Erze und Brennmaterial werden gekauft. 1 Hütte mit 1 Hohofen und 1 Kupolofen.

Produktion.	1860.	1861.
Eisenerze	99,350 Pud.	64,865 Pud.
Roheisen	52,142 „	31,505 „
Gusswaaren	25,030 „	17,972 „

18. Das Hüttenwerk der Erben Kawerin. Gouvernement Kaluga, Kreis Schidra. — Grundbesitz 3863 Des. ($\frac{3}{4}$ Quadratmeile) mit 1500 Des. Wald. Bevölkerung 471. 1 Hütte mit 1 Hohofen, 1 Kupolofen, 3 Frischherden und 4 Wasserrädern von 15 Krft.

Produktion.	1860.	1861.
Eisenerze	115,490 Pud.	74,981 Pud.
Roheisen	46,830 "	30,731 "
Gusswaaren	38,778 "	27,085 "
Frischeisen	558 "	860 "
Holz	2,100 C.-Kl.	3,000 C.-Kl.
Holzkohlen	3,513 Korb.	2,839 Korb.

19. Das Hüttenwerk des H. Bilibin. Gouvernment Kaluga, Kreis Lichwin. — Grundbesitz 36 Des. 1 Hohofen und 1 Kupoloöfen.

Produktion	1860.	1861.
Eisenerze	69,413 Pud.	107,138 Pud.
Roheisen	22,120 "	45,907 "
Gusswaaren	20,112 "	32,611 "

20. Die Berg- und Hüttenwerke des Herrn Schablykin. Gouvernment Kaluga, Kreis Schysdra. Grundbesitz 5635 Des. (1 Quadratmeile) mit 5600 D. Wald. 1 Eisengrube und 1 Hütte mit 1 Hohofen, 1 Kupoloöfen und 2 Dampfmaschinen von 38 Krft.

Produktion.	1860.	1861.
Roheisen	38,727 Pud.	war
Gusswaaren	11,267 "	nicht
Holz	4,421 C.-Kl.	im
Holzkohlen	5,691 Korb.	Gange.

B. Vitriolwerke.

21. Das Werk der H. H. Barkow. Gouvernment Rjasan, Stadt Kasimow. — Grundbesitz 4 Des. Schwefelkiese und Brennmaterial werden von den Bauern gekauft, welche in den Flussbetten der Kreise Spassk, Jelatma und Melenki die Kiese sammeln. In der Hütte befinden sich: 1 Dampfkessel, 2 Laugbottiche, 2 Laugekasten, 2 Röstherde und 2 Röstöfen.

Produktion.	1860.	1861.
Eisenvitriol	873 Pud.	485 Pud.
Rothe Farbe	353 "	—
Holzverbrauch	64 C.-Kl.	26 C.-Kl.

22. Das Werk des H. Manuchin. Gouvernment Pensa, Kreis Krasnoslobodsk. — Grundbesitz 31 D. 2 Schwefelkiesgruben und 1 Hütte mit 2 Bleipfannen, 12 Laugbottichen, 6 Laugekasten, 2 Röstherde und 2 Röstöfen.

Produktion.	1860.	1861.
Produktion von		
Eisenvitriol	8,635 Pud.	5,552 Pud.
Holzverbrauch	718 C.-Kl.	515 C.-Kl.

23. Das Werk des H. Kotelnikow. Gouvernment Tambow, Kreis Morschansk. — Grundbesitz 36 Des. 2 Kiesgruben und 1 Hütte mit 2 Bleipfannen, 2 Laugbottiche, 33 Lauchkasten, 1 Herd und 2 Oefen.

Produktion.	1860.	1861.
Eisenvitriol	7,353 Pud.	5,841 Pud.
Holzverbrauch	497 C.-Kl.	463 C.-Kl.

24. Das Werk des H. Prokunin. Gouvernment und Kreis dieselben. — Grundbesitz 211 Desät. mit 39 Des. Wald. 76 Kiesgruben und 1 Hütte mit 2 Bleipfannen, 56 Laugkästen, 3 Herden und 2 Oefen.

Produktion.	1860.	1861.
Eisenvitriol	23,200 Pud.	8,350 Pud.
Holzverbrauch	446 C.-Kl.	264 C.-Kl.

Allgemeine Uebersicht. Es befinden sich daher im Berginspektorat von Moskau 24 Hüttenbezirke mit 43 Hütten, 122 gangbaren Eisen- und Kiesgruben und einem Grundbesitz von 548,306 Des. (über 107 Quadratmeilen) mit 306,260 Däs. Wald. Die männliche Bevölkerung beträgt 39,666. Hohöfen 36, Kupoloöfen 35, Frischherde 85, Puddelöfen 34, Schweissöfen 17, Glühöfen 37, Röstöfen 30, Flammöfen 9. Wasserräder 241 von 2709, Turbine 1 von 4, Dampfmaschinen 61 von 1281, zusammen 3994 Krft.

Produktion.	1860.	1861.
Eisenerze	6,641,763 Pud.	5,436,323 Pud.
Roheisen	3,024,672 "	2,699,919 "
Gusswaaren	1,359,254 "	1,092,518 "
Frischeisen	454,958 "	455,461 "
Puddeleisen	1,128,925 "	923,471 "
	1,583,883 Pud.	1,378,932 Pud.

Verschiedene Eisen-		
sorten und Eisen-		
waaren	801,302 "	707,835 "
Eisenvitriol	40,061 "	20,228 "
Holz	257,696 C.-Kl.	206,688 C.-Kl.
Holzkohlen	275,921 Korb.	213,932 Korb.
Der Werth der ges-		
amten Produk-		
tion beträgt bis	4,000,000 Rubel.	4,000,000 Rub.

Ueber die Produktion der Privat-Goldseifen, welche sich ausser den Berg- und Hüttenbezirken befinden.

A. In den Ländereien der Orenburgischen Kosaken, der Baschkiren und Teptiaren, so wie auch im Gouvernment Perm, in den Kreisen Tscherdyn und Werchoturje: Es befanden sich daselbst im Jahre 1861 an gangbaren Goldseifen 171, woselbst 11,088 Arbeiter beschäftigt waren. Es wurden gewonnen und verwaschen 120,200,000 Pud Goldsand. Man erhielt an Waschgold 100 Pud 11 Pf. 21³¹/₉₆ Solotn. Der Durchschnittgehalt an Gold in 100 Pud Sand betrug 30 Doli (oder in 100 Ctrn. 0,78 Pfundtheile).

B. In West-Sibirien: Gangbare Goldseifen 81, Arbeiter 3045. Es wurden gewonnen und verwaschen 44,890,500 Pud Goldsand. An Waschgold erhalten 36 Pud, 36 Pf. 47⁷⁴/₉₆ Solotnik. Der Durchschnittgehalt an Gold in 100 Pud Sand ist derselbe, wie in A.

C. In Ost-Sibirien: Gangbare Goldseifen 283. Arbeiter 27,824. Gewonnen und verwaschen an Goldsand 530,000,000 Pud. Erhalten an Waschgold 1026 P. 37 Pf. 81⁵⁰/₉₆ Solot. Der Durchschnittgehalt an Gold in 100 Pud Sand betrug 70 Doli (oder 1,82 Pfundth. in 100 Ctrn.).

In allen oben genannten Bezirken waren im Gange 538 Goldseifen mit 41,957 Arbeitern. Gewonnen und verwaschen an Goldsand 695,000,000 Pud. An Waschgold erhalten 1164 Pud 5 Pf. 54⁵⁹/₉₆ Solotnik.

Steinkohlen. Ausser den Steinkohlen, welche im Uralgebirge gewonnen waren, sind noch in anderen Gegenden Russlands Steinkohlen und Anthracit zu Tage gefördert worden; namentlich: im Altaigebirge im Jahre 1860 50,000 Pud und im J. 1861 231,000 P. Im Moskauer Bassin in beiden Jahren gegen 3,000,000 P. Im Donischen Bassin gegen 8,000,000 Pud. Im allgemeinen kann man annehmen, dass in Russland im

Jahre 1860 an Steinkohlen und Anthracit über 8 Millionen und im Jahre 1861 über 12 Millionen Pud zu Tage gefördert wurden.

Die Gesamtproduktion betrug

	1860.	1861.
Waschgold	1,491 P. 17 Pf. 69 Sol.	1,456 P. 1 Pf. 76 Sol.
Rohplatin	61 „ 35 „ 19 „	105 „ 11 „ 80 „
Blicksilber	1070 „ 14 „ 86 „	967 „ 31 „ 82 „
Blei	54,000 Pud.	50,000 Pud.
Kupfer	315,693 „	280,940 „
Roheisen	18,174,125 „	17,463,786 „
Frisch- und Puddeleisen	11,207,841 „	9,898,587 „
Stahl	97,400 „	118,000 „
Gusswaren	2,000,000 „	2,000,000 „
Salz	26,109,602 „	26,256,673 „
Darunter be- trägt das		
Steinsalz	1,352,180 „	1,302,176 „
das Sudsalz	7,400,000 „	7,700,000 „
das Seesalz	17,000,000 „	17,000,000 „

Von den 26 Millionen Pud Salz liefern die Kronwerke gegen 11 Millionen und die Privaten gegen 15 Millionen Pud.

Die Mansfelder Hüttenprozesse in ihrer Abweichung von den Ober- und Unterharzer Kupfer- und Silbergewinnungsarbeiten.

Vom

Ingenieur **Albrecht von Groddeck**,

Lehrer der Bergbaukunde an der Königl. Bergschule zu Clausthal.

(Fortsetzung von S. 335.)

II. Die Silberextraktion und Kupfergewinnung. *)

A. Das Mahlen der Kupfersteingranalien.

Zum Mahlen des granulirten Concentrationssteins sind auf der Catharinenhütte bei Leimbach 6 Mühlen, auf der Gottesbelohnungshütte 4 Mühlen vorhanden.

Die Mühlen haben eiserne Vorgelege, liegende Granitsteine, gewöhnliches Rumpfzeug und Füllkasten. Die Granitsteine liegen geneigt, haben $2\frac{3}{4}$ — $3\frac{1}{2}$ Fuss Durchmesser, sind 18—24 Zoll stark und mit vier radialen Schrammen versehen.

Aus dem Kasten vom obersten Bock gelangt der Stein durch leinene Schläuche in den Rumpf, wo er gleichmässig zwischen die Steine geworfen wird. Der Bodenstein steht fest, der Läufer macht 140 Umgänge pro Minute. Das Mehl fällt in den Siebkasten auf ein geneigtes messingenes Plansieb, das mittelst Hebelvorrichtung von der Wasserradwelle in Bewegung gesetzt wird und pro Quadratzoll 1089 Oeffnungen besitzt.

Versuchsweise sind bei einigen Siebkasten Staub-

verminderungsapparate angebracht, welche das Mehl durch die Siebe in Blechflaschen führen, in denen dasselbe weiter gefördert wird und dadurch das beschwerliche, vorzugsweise mit Stäuben verbundene Aus-sacken des Mehls aus dem Siebkasten in Wegfall bringen.

Die Mühlen werden durch überschlächtige Räder von $9\frac{1}{2}$ bis 10 Fuss Durchmesser betrieben.

Beim Mahlen nimmt der Stein durch Oxydation um ca. 1—2 Proc. an Gewicht zu.

Nach dem Mahlen wird er in Gegenwart eines Rohhütten-Unterbeamten verwogen und von verschiedenen Stellen des Haufwerks Proben genommen, welche versiegelt dem Königl. Berg-Guardein zur Untersuchung auf den Gehalt an Cu und Ag zugehen.

B. Das Rösten des Concentrationssteins.

Die Oefen. Der wesentlichste Punkt beim Rösten des feingemahlten Concentrationssteins ist eine ganz allmählig wachsende Temperatur, wie der Vergleich zwischen den chemischen Prozessen, denen der Stein bei langsam oder rasch steigender Temperatur unterliegt, mit dem Zweck dieses Röstens lehrt.

Diese erwünschte allmählig zunehmende Wirkung der Temperatur auf das Röstgut kann — bei möglichst geringem Brennmaterialeverbrauch — wohl nicht besser erzielt werden, als durch eine Ofenconstruction, wie sie die specifisch Mansfeldischen, sogenannten Doppelöfen, mit zwei übereinanderliegenden Herden besitzen.

In dem Werke von Grützner (Taf. III.) findet sich eine Skizze dieser — auch jetzt noch mit Wellholz betriebenen Oefen, deren Dimensionen sehr gut mit dem übereinstimmen, was der Verfasser darüber erfahren konnte.

Zu der Skizze im Werke von Grützner ist zu merken, dass jetzt die Feuerung für den obern Herd gänzlich abgeworfen und vermauert ist, ja dass man sogar die Verbindung zwischen dem oberen und unteren Herde geschlossen hat, um die Bildung von Knoten bei zu hoher Temperatur im oberen Herde möglichst zu verhindern. Denn die Temperatur im letzteren — bei der jetzigen Einrichtung nur durch Wärmeleitung erzeugt, — ist dennoch für die erste Periode des Röstprozesses hoch genug.

Die separaten Fische sind durch Klappen verschliessbar. Für den oberen Herd — aus dem ein beständig gleichmässiger Abzug der Dämpfe stattfinden muss, — wird diese Klappe selten gebraucht, während für den Unterherd — in dem der Betrieb abwechselnd mit und ohne Feuerung ungeht, diese Klappe unbedingt nothwendig ist.

Der Luftzug in letzterem kann zu gleicher Zeit durch eine Klappe regulirt werden, welche in der den Aschenfall verschliessenden Mauer eine 6 Zoll breite und 10 Zoll lange Oeffnung bedeckt und mittelst eines dicht an der Arbeitsöffnung befindlichen Zuges leicht gestellt werden kann.

Die durch die Fische aufsteigenden Dämpfe strömen in die über dem Ofen gelegene Flugstaubkammer, in der sich Scheidewände befinden, um das Zusammenstossen der Luftströme zu verhindern.

Die entweichenden heissen Gase werden vorthellhaft benutzt, um einerseits das zum Auslaugen des

*) Siehe hierüber: Dr. A. Steinbeck über den Röstprozess des Mansfelder Kupfersteins behufs dessen Entsilberung durch die Ziervogel'sche Extraktionsmethode in der Preuss. Ztschr. XI. 95; auch d. Bl. 1863, S. 29, 388.

gerösteten Mehls nöthige Wasser zu erwärmen und andererseits die zu Batzen geformten Rückstände zu trocknen. Drei Röstöfen besorgen das Erste. Ihre Dämpfe erwärmen eine über ihren Flugstaubkammern liegende mit Wasser gefüllte Bleipfanne; vier andere Röstöfen besorgen das Zweite. Aus ihren Flugstaubkammern strömen die Dämpfe in lange gemauerte Canäle, über denen die Darrgerüste stehen.

Endlich werden alle Dämpfe in eine — mit Luft-ring versehene — 150 Fuss hohe Esse von 2 Fuss 6 Zoll lichter Weite geleitet.

Die 7 Röstöfen auf Gottesbelohnungshütte, von denen je 5 und 2 ein gemeinschaftliches Gemäuer haben, werden von einem grossen Canal unterfahren, in welchen die Aschenfälle der Oefen münden. Ausserdem befinden sich unter der untern Herdsohle eines jeden Ofens noch kleine Abzüge für die Feuchtigkeit. Die kleineren derselben, rechtwinklig sich kreuzende Canäle, werden beim Betriebe gewöhnlich geschlossen gehalten und nur beim Kaltlegen oder Anlassen eines Ofens geöffnet. Ein grösserer, 9 Zoll hoher, dicht über der Hüttensohle und unter der Arbeitsthür mündender Canal ist dagegen immer offen.

Die Herdsohle einiger Oefen besteht noch aus einem Kopfpflaster feuerfester Ziegel von Salzmünde. Man hat ihre Langseite, um das Krahlen zu erleichtern, parallel mit der Feuerbrücke gelegt, doch hat sich gezeigt, dass die Lage der Ziegel bei einer sonst ganz ebenen Herstellung des Herdes unwesentlich ist. — Neuerdings ist der Herd bei einigen Oefen aus 14 Zoll breiten, 16 Zoll langen und 3 Zoll starken feuerfesten Platten ($\frac{1}{2}$ Theil feuerfester Thon und $\frac{1}{2}$ Th. Quarz) gebildet worden, was sich gut bewährt hat. Die übrigen innern Theile des Ofens, als Gewölbe, Fuchs u. s. w. bestehen aus feuerfesten Ziegeln von Salzmünde.

Jeder Ofen hat eine stets geöffnete Arbeitsthür für jeden Herd. Zum Schutz des Mauerwerks ist dieselbe mit einem gusseisernen Rahmen versehen, dessen Boden 7 Zoll aus dem Ofen vorsteht und auf zwei schmiedeeisernen Lagern eine leicht abhebbare gusseiserne, am besten hohl gegossene, gut abgehobelte Friktionswelle trägt. Diese Friktionswelle dient zur leichteren Handhabung des Gezähes.

Der Betrieb. — Beschickung. Der fein gemahlene Stein aller Rohhütten wird je nach Vorrath gemengt und jeder Belegschaft zugewogen.

Das Röstmehl hat einen Gehalt von ca. 70 Pfd. Cu und 13—14 Lth. Ag im Centner. Durch Zusatz von dem beim Rösten erfolgenden Zwischenprodukten, als: reiche Rückstände, Knoten, ausgelaugte Ofensohle und Silbergekrätze wird die Röstpost angereichert. Dabei wird der Silbergehalt jener Zwischenprodukte zum Theil gewonnen.

Die ganze Röstpost besteht aus 5 Ctn. Stein, 70—75 Pfd. reichen Rückständen, 25 Pfd. Knoten, 4 Pfd. ausgelaugter Ofensohle und 4 Pfd. Silberkrätze. Sie wird in kleinen Kästen von Eisenblech, resp. Holz vor den Ofen geschafft.

Arbeiten im oberen Herde. — Diese Kästen werden — nachdem die Friktionswelle abgehoben — auf die Thüschwelle des Ofens gestellt und hier umgekippt. Mit einer Kratze schiebt man das Röstgut

in den heissen Ofen und vertheilt es gleichmässig in demselben.

Damit sich Stein und Zuschläge gut mischen, wird der Stein in zwei getrennten Partien eingesetzt. Die Reihenfolge, in welcher Stein und Beschickung eingetragen wird, ist wie folgt: 70—75 Pfd. reiche Rückstände, 250 Pfd. Stein (3 Kästen), 25 Pfd. Knoten, 250 Pfd. Stein, 4 Pfd. ausgelaugte Ofensohle und 4 Pfd. Silberkrätze.

Wenn der Ofen in Betrieb gesetzt wird und noch nicht die nöthige Hitze hat, werden glühende Kohlen auf die Röstpost und darüber ca. $\frac{1}{4}$ Schock Wellen gelegt, um den Röstprozess einzuleiten. Später wird dieses durch ein wenig aufgeworfenes Braunkohlenklein ersetzt. Die gehörig erwärmte Post dampft stark und pulvert. Um letzteres nicht zu befördern, wird in der ersten Viertelstunde entweder gar nicht gekrahlt oder doch höchstens einmal, und dann ganz langsam, um das Entweichen der Feuchtigkeit zu befördern. Das Röstmehl backt in dieser Zeit etwas zusammen und wird nun ca. 1 Stunde lang unausgesetzt gekrahlt und geklopft, um das Ansetzen an die Herdsohle und die Bildung von Knoten zu verhindern. Zum Klopfen der Post liegt eine ca. 13 Fuss lange, $1\frac{1}{2}$ Zoll breite und 1 Zoll hohe eiserne Stange beständig im Ofen. An ihrem, aus der Arbeitsöffnung herausragendem Ende wird sie von Zeit zu Zeit in klopfender Bewegung von der einen Seite des Ofens zur anderen langsam fortbewegt.

Während dieses Wechsels von Krahlen und Klopfen wird die anfangs nur an einzelnen Stellen aufglommende Post durch die fortschreitende Oxydation immer glühender, und sobald die ganze Oberfläche glühend ist, wendet man die unten liegenden Theile nach oben. Mittelst einer Kratze wird die Beschickung in die Mitte des Ofens gezogen und dann mit einer Schaufel wieder nach der Seite geworfen und dabei gewendet, wobei jedoch darauf zu achten, dass so wenig Mehl wie möglich an die Seitenwände fliegt, um Ansätze daran zu verhüten, die mit dem Krahle nicht wieder entfernt werden können.

Nach dem Umwenden wird noch ca. $\frac{5}{4}$ Stunden lang gekrahlt, dann zum zweiten Mal umgewendet, und darauf ununterbrochen so lange wieder gekrahlt, bis im unteren Ofen die letzte Welle aufgegeben wird. Diesen Moment künden die am unteren Ofen arbeitenden Leute durch ein Zeichen an, auf welches hin Alles zum Herunterlassen der Post in den unteren Ofen vorbereitet wird.

Es werden 20 Pfd. Braunkohlenklein über die Beschickung geworfen und dieselbe sodann über die durch eine eiserne Platte geschlossene Oeffnung gezogen, durch welche die Post in den unteren Ofen gelassen werden kann. Sobald letzterer leer ist, wird die eiserne Platte mit einem eisernen Stabe gehoben und zur Seite geworfen. Die Post fällt zum Theil direkt in den unteren Ofen, der übrige Theil wird mittelst einer Kratze nach und nach vollständig herunter befördert.

Nach dem Entleeren beginnen die eben beschriebenen Arbeiten von Neuem.

(Fortsetzung folgt.)

Referate.

Berggeist 1864. Nr. 41 bis 51.

Nr. 43. — Verbesserungen in der Grubenförderung. — Hemmschlitten zur Vermeidung des Abschleifens der Räder an den Berührungspunkten mit den Schienen, beim Bremsen mit gewöhnlichen Hemmpflocken, stehen auf den steil fallenden Theilen der Pferdebahn, zwischen der Steinkohlengrube „Friedlicher Nachbar“ und der Ruhr (O.-B.-Bez. Dortmund) in Anwendung. Sie bestehen aus zwei auf Spurweite entfernten, vorn etwas aufgebogenen Winkelschienen, auf die ein jeder Wagen passt. Gelangt der Zug an die steilgeneigte Stelle, so hält man ihn durch Anziehen der an den Wagen befindlichen Schraubenbremse an, hängt den letzten Wagen ab, hakt den auf das Gestänge gebrachten Schlitten an den Zugring des vorletzten Wagens, schiebt den letzten Wagen wieder auf und verkuppelt ihm mit dem Zuge, der nun wieder in Gang gebracht wird. Für jeden Zug ist ein Hemmschlitten vorhanden, der später bei der Rückfahrt wieder mit heraufgebracht wird. Das Gewicht eines Schlittens beträgt 33 Pfd.; a Pfund kostet 3 Sgr. Die Abnutzung soll eine sehr geringe sein.

Schmalspurige Locomotiven von je 15 Pferdekraft sind seit Ende November 1861 auf dem früher für Pferdeförderung eingerichteten 14,400 Fuss langen Friederikenschienenwege der fiskalischen Steinkohlengrube Gerhard und Prinz Wilhelm bei Saarbrücken in Anwendung gebracht. Das Gewicht dieser Lokomotiven beträgt ohne Füllung je 84 Ctr.; mit derselben 103 Ctr.; sie haben liegende äussere Cylinder von $5\frac{3}{4}$ Zoll Durchmesser, 12 Zoll Kolbenhub, Couliissensteuerung mit 2 Excentriks, 2 gekuppelte Treibachsen und 1 Laufachse. Die Spurweite beträgt $27\frac{3}{4}$ Zoll; die ganze Länge einer Locomotive einschliesslich der Puffer 12 Fuss $9\frac{1}{4}$ Zoll und ihre grösste Breite 4 Fuss. Bei einer Dampfspannung von 900 Pfd. und trockner Witterung zieht eine Locomotive auf der von 1 : 70 geneigten Bahn 50—56 leere Grubenwagen von je 500 Ctr. Gewicht mit $9\frac{1}{2}$ —10 Fuss Geschwindigkeit pro Sekunde. Zu Gunsten dieser Locomotivförderung stellt sich per 100 Ctr. auf 100 Lechr. Länge eine Ersparung von $10\frac{1}{4}$ Pf. gegen die frühere Pferdeförderung heraus.

Zündung von Sprenglöchern durch den elektrischen Funken. — Comte und Guife bringen in Vorschlag, statt der bis jetzt benutzten starken Batterien sich des Ruhmkorffschen Induktionsapparates zu bedienen, der selbst mit einer schwachen Batterie ungemein kräftige Funken liefert. Statt des Platindrahtes wird zur Verbindung der freien Enden der Leitungsdrähte ein schwacher Staniolstreifen angewendet. Derselbe schmilzt und lässt dann den Funken überspringen, der sicher das Pulver entzündet. An den 2 Induktionsdrähten kann man hintereinander eine grosse Anzahl in bekannter Weise vorgerichteter Patrone befestigen. Sobald der Funken die erste Patrone entzündet hat, wodurch die Drähte auseinandergerissen werden, springt er bei der folgenden Patrone über u. s. f. und zwar so rasch, dass man nur eine einzige Explosion zu hören glaubt. Der Ruhmkorffsche Apparat mit seinen wenigen Zellen lässt sich leicht transportiren und funktioniert selbst bei der feuchtesten Witterung, wo man die Reibungselektricität nicht benutzen kann.

Produktion der schlesischen Aktien-Gesellschaft für Bergbau- und Zinkhüttenbetrieb in 1863. — Silesia I. mit 60 Oefen 56,763 Ctr., Silesia II. mit 60 Oefen 59,251 Ctr., Silesia III. mit 60 Oefen 59,810 Ctr., Thurzo mit 18 Oefen 12,935 Ctr., David mit 10 Oefen 8187 Ctr., zusammen 196,966 Ctr., incl. 8987 Ctr. von der gepachteten Karlshütte in 12 Oefen, im Ganzen 205,953 Ctr. Preis pro Centner Zink loco Breslau 5 Thlr. 14 Ngr. 9 Pf.

Nr. 44. — Rachtette's Hohofen zu Mühlheim a/Rh. — In Folge einer grossen Menge eingetretener Unfälle hat sich die Produktion nicht über 45000 Pfd. in 24 Stunden erhoben, während der Ofen unter günstigen Umständen das Doppelte hätte liefern können. (S. auch Nr. 45.)

Nr. 45. — Rachtette'scher Hohofen zu Mühlheim a/Rh. — Mit Befremden gewahrt man zu Mühlheim statt eines niedrigen Ofens, einen an 10 Meter hohen, während Herr Aubel eine geringe Schachthöhe als einen wesentlichen Faktor in den Vorzügen des Universalofens hingestellt hat. In jüngster Zeit nach alter Form erbaute Eisenhöfen leisten weit mehr, als ältere und es wäre dieser Thatsachen gegenüber wichtig zu

erfahren, ob der Rachtette'sche Ofen wirklich vortheilhafter arbeitet, als solche neuere Cokeshöfen.

Nr. 47. — Kohlenseparationsvorrichtungen vollkommener Art, bestehend in einem Roster, welcher die grobsten über 4 Zoll grossen Stücke ausscheidet, einer Siebtrommel aus doppelten Blechmantel (einem innern von $1\frac{1}{2}$ zölligem und einem äussern von $\frac{3}{4}$ und $\frac{3}{4}$ zölligen Löchern), und einem rotirenden Klaub- oder Lesetische, sind in letzterer Zeit bei der Kohlenaufbereitung im Dortmunder Oberbergamtsbezirke eingeführt. *)

Eiserne Querschwellen für Bahngeleise. — Einer der neuesten, in Belgien gemachten Versuche mit Anwendung derartiger Schwellen, scheint die Aussicht auf ein glückliches Gelingen zu haben.

Die Schwellen sind aus Walzeisen gefertigt und besitzen die Form eines doppelten T. An der Stelle, wo die Schiene aufliegt, hat die Schwelle zwei Löcher, durch welche Bolzen hindurchgesteckt werden, um Schwelle und Schiene miteinander zu befestigen. Die Schiene liegt nicht unmittelbar auf dem Eisen auf, sondern zwischen Schwelle und Schiene wird eine Unterlage von Eichenholz eingelegt. Damit will man den doppelten Zweck erreichen, dass das Geleise nicht zu hart, sondern genügend elastisch sei, und dass die Schraubenbolzen gehörig angezogen werden können.

Ein in der beschriebenen Weise auf mehr als 1000 Fuss Länge hergestelltes Bahnstück bei Charleroi, welches unaufhörlich von schweren Kohlenzügen befahren wird, die durch 400 Ctr. schwere Maschinen gezogen werden, hat sich seit mehr denn einem Jahre in wünschenswerthester Weise gut erhalten.

Nr. 48. — Ilseder Hütte bei Peine. — Während im J. 1862 die Produktion mit 2 Oefen nur 21 Mill. Pfund betrug, so producierte man 1863 mit 1 Ofen 20 Mill. Pfund und brauchte $3\frac{1}{2}$ Mill. Pfund. Kohlen und 4 Mill. Pfund Cokes weniger, als im Vorjahre. Die Tagesproduktion betrug zuweilen 100000 Pfd.

Nr. 49. — Gurlt, über den Rachtette-Aubel'schen Ofen zu Mühlheim a/Rh. — Der Schacht desselben hat die Gestalt einer umgekehrten abgestumpften Pyramide mit oblonger Basis; Höhe vom Sohlstein bis zur Formebene 2 Fuss, von da bis zur Gicht 30 Fuss, Seitenlänge an der Gicht 16 und 8, in der Formebene 14 und 4 Fuss. Die 5 Düsen von $1\frac{1}{2}$ —2 Zoll Weite an jeder Seite sind alternirend. Das Raughgemäuer ist dünn und enthält Canalsysteme, durch welche heisse und kalte Luft beliebig circuliren und stagniren kann. Der im Raughgemäuer völlig freistehende Kernschacht aus belgischen feuerfesten Steinen ist an seinen dünnsten Stellen nur 6 Z. stark, aber vorzüglich verankert und mit Wasser- und Luftkühlung versehen. Das Gebläse liefert pro Min. 3000 Cubikfuss Wind von $1\frac{1}{2}$ — $\frac{3}{4}$ Zoll Quecksilberpressung, durch die Gichtgase zu erhitzen. Während die meisten Kritiker den Hauptvortheil dieses Ofensystems in der zweckmässigen Windvertheilung finden, so ist derselbe im Wesentlichen in der Wärmeregulirung in den verschiedenen Ofenzonen, namentlich der Schmelzzone, zu suchen, und zwar geschieht diese durch circulirende kalte Luft- und Wasserschichten und durch stagnirende oder circulirende warme Luftschichten in den Canalsystemen des Ofens. Das Luftcanalsystem umfasst Abwärmungsanäle im Fundamente und Raughgemäuer bis zur Gicht — zum Austrocknen des Mauerwerks während des Baues und des Anblasens, beim Betriebe selbst zur Abkühlung durch Circuliren kalter Luft oder zur Verhinderung der Wärmetransmission durch stagnirende heisse Luft —, ferner direkte Luftkühlung durch Thonröhren im Raughgemäuer, welche aus der atmosphärischen Luft an den Kernschacht führen und nach Umständen geöffnet und geschlossen werden. Das Wassercanalsystem bezweckt Kühlung der Formen, des Tümpelsteins, der Backen der Vorherde durch Kühlkästen, des Gestells durch drei im Kernschachte über einander liegende Kühlbalken und des Obergestells durch spiralförmig um die Gegend der Rast gelegte Eisenröhren. Die tägliche Produktion des am 27. April angeblasenen Ofens betrug am ersten Tage 9890 Pfd., am dreizehnten bereits über 41500 Pfd., trotz ein-

*) Wir bemerken hierzu, dass rotirende Klaubtische bei der Erzaufbereitung am Oberharze schon seit längerer Zeit im Gebrauche stehen und verweisen hinsichtlich der Anwendung vollkommener Siebvorrichtung bei der Kohlenreinigung auf das „Eingesandt“ in Nr. 48 d. Berggeistes. S. 206. D. Red.

getretener Unregelmässigkeit, Ungeübtheit der Arbeiter etc. Der Verfasser erwartet, es werde dem Rachette-Aubel'schen Hohofensystem bald allseitig die ihm in vollem Maasse gebührende Anerkennung zu Theil werden. (Ueber die Differenzen zwischen dem Ingenieur Aubel und der Mühlheimer Hütten-Aktien-Commandit-Gesellschaft Elfes & Comp. in Mühlheim, auf deren Kosten ersterer den Rachette'schen Ofen erbaut hat, giebt die Kölnische Zeitung Nr. 158 und 160 zweites Blatt, resp. vom 8. und 10. Juni d. J., Aufschluss). — Nach Nr. 51 war die Tagesproduktion des Ofens, dessen Betrieb seit dem 2. Juni d. J. unter ein neues Regime übergegangen, anfänglich auf 10000 Pfd. pro Tag gesunken, bleibt jetzt immer noch wenig über 20000 Pfd. die Windpressung ist verdoppelt (von 1 bis $1\frac{1}{2}$ Pfd. früher auf 3 Pfd.) und der Mehrverbrauch beträgt über 40 Proc., so dass die früher ausgesprochene Befürchtung eines Scheiterns des ganzen Unternehmens hiernach sich mehr und mehr rechtfertigt.

Nr. 50. — Ueber die Umwandlung des Torfes in Kohle wird im Auszuge aus den Verhandlungen des naturhistorischen Vereins für Rheinland und Westphalen ein kurzer Vortrag von Lasard aus Minden mitgetheilt. Derselbe bildet den Vorläufer einer grösseren Arbeit „über den Ursprung und die Bildung der Steinkohlen“, in welcher der Verfasser den Ursprung der Kohlen — wenigstens in Bezug auf die bedeutenden und mächtigen Lager — aus Torfmooren, oder torfartigen Ablagerungen nachzuweisen gedenkt. Er bemerkt, dass mit dieser Erklärung alle Erscheinungen der Kohlenbildungen, sowohl hinsichtlich der Zusammensetzung der Schichten aus Conglomeraten, Sandsteinen und Schieferthonen, als auch hinsichtlich der Uebereinstimmung des Charakters der Flora und Fauna der Steinkohlenformation mit dem der Torfmoore im vollen Einklange ständen. Das Material zu der Conglomerat-Sandstein- und Schieferthonschichten sei aus den damaligen Continenten durch Flüsse herbeigeführt (wie bereits durch Budde in den Kohlenfeldern Nordenglands nachgewiesen) und habe zu Watt- und Sumpf- und somit auch zu Torfbildungen Veranlassung gegeben. Schon die mikroskopischen Untersuchungen Link's (1838 mitgetheilt) lieferten das wichtige Resultat, dass fast alle bekannten Kohlen der Erde dieselben einfachen vegetabilischen Membrane zeigten. Mit Recht bemerkte Göppert in seiner Abhandlung über die Frage: „ob die kohlenbildenden Pflanzen auf derselben Stelle gewachsen seien, wo sie jetzt gefunden

werden?“ dass von einer Herbeiführung aus weiter Ferne da nicht die Rede sein könne, wo die feinsten Formen der fossilen Pflanzen so ausserordentlich erhalten seien, dass sie sich darstellten, als seien sie Fiederchen für Fiederchen für den Beobachter zurückgelegt. Zur weiteren Unterstützung seiner Ansicht verweist der Redner auf die meilenweite Ausdehnung gleicher Pflanzen des Kohlengebirges hin, die durch Zusammenschwemmungen nicht zu erklären sei, und macht auf die Verschiedenheit der fossilen Kohlenpflanzen im Hangenden und Liegenden aufmerksam, welche mit der Natur unserer Torfmoore so sehr übereinstimme in derem Dache alle möglichen Pflanzen vorkämen, während am Grunde derselben nur die gefunden würden, welche als echte Sumpfpflanzen Wasserlachen schliessen und in breiartige weiche Masse verwandeln.

Schliesslich wird auf einige Beobachtungen hingewiesen, die dargethan, dass Torflager durch starke Belastung von Sand und Erdschichten in ein vollständiges kohlenähnliches Produkt verwandelt seien und bemerkt, dass neuerdings die Ausgrabungen der Pfahlbaureste zu Robenhausen unweit Zürich zu den interessantesten Aufschlüssen über die Umwandlung des Torfes in Kohlen verholfen habe. Ein Profil der hier durchsunknen Schichten wird dann mitgetheilt und zuletzt noch der günstigen Erfolge gedacht, welche die Untersuchungen des Kohlengebirges bei Chemnitz gehabt, wodurch die Ansichten des Dr. Volger (Abstammung der Kohlen von Torf) vollständig bestätigt seien. (S. 324.)

Nr. 51. — Versuche zur Vergleichung der Kohlenwäschens nach Rexroth'schem und Neuerburg'schem Systeme sind im vorigen Jahre auf den Gruben Heinitz und Dudweiler in Saarbrücken angestellt und haben folgende Resultate ergeben:

	System Rexroth.	Syst. Neuerburg.
Anlagekosten	33000 Thlr.	30000 Thlr.
Betriebskraft	60 Pferdekr.	30 Pferdekr.
Arbeiterzahl	9 Menschen.	7 Menschen.
Leistung pro Stunde	500 Centner.	500 Centner.
Ausgewaschener Schiefer oder Kies	9 Proc.	15 Proc. mit 55 bis 62 Proc. Asche.
Aschengehalt der Kohle, wie sie nach den Cokes- öfen geliefert wird	7—10 Proc.	4—4½ Proc.
Aschengehalt der Cokes	12—15 „	7—8 „

Notizen.

Erzreichthum in Italien, — Nach der in Turin unter dem Namen l'Italie erscheinenden Zeitung ist kürzlich eine für das ganze Königreich höchst wichtige Entdeckung gemacht. Man hat nämlich eine Lagerstätte aufgefunden, welche im Bezug auf Ergiebigkeit ihresgleichen suchen soll. Dieselbe führt Nickel-, Kupfer- und Kobalterze, liegt nur einige wenige Meilen von Turin entfernt in dem erhabenen Grunde zwischen Via und Merreüle. Man sagt, dass der Reichthum eines einzigen Gangtrummies der jetzt officiell durch Ministerialbefehl als aufgefunden erklärten Grube so gross ist, dass die Regierung durchaus keine Schwierigkeiten haben wird, aus dem darin enthaltenen Nickel eben so wie in der Schweiz eine neue Münze anstatt des Kupfergeldes zu schlagen.

Coulthard's Cylindergebläse mit Gummiballventilen wird hinsichtlich seiner Leistungen sehr gerühmt. Eine solche Maschine auf den Santon Ironworks bei Nottingham hat einen Luftcylinder von 56 Zoll und einen Dampfzylinder von 21 Z. Durchmesser, bei einem 3 Fuss hohen Hub beider mit 40 Pfd. Dampfdruck pro Quadratzoll im Kessel. Bei 35 Hüben pr. Min. beträgt der Luftdruck $3\frac{1}{2}$ Pfd. pro Quadratzoll und die erfolgende Windmenge genügt für einen Hohofen von 15 Fuss Durchmesser. Eine Maschine nimmt bei 6000 Ctr. wöchentlicher Roheisenproduktion nur 12 Cubikfuss Raum ein. (Minen- und Hütten-Journal 1864, Nr. 6.)

Poumarède, Zinkdämpfe als Reduktionsmittel. — Man thut Zink in einen feuerfesten Thontiegel, setzt in denselben das zu reducirende Metalloxyd (Eisen-, Nickel-, Kobalt-) oxyd etc.) in einem Porzellangefäss, bedeckt dasselbe mit Kohle und giebt etwa 1stündige Rothgluth, wo dann die reducirten Metalle krystallisirt zurückbleiben. (Dingl. J., Bd. 172, S. 280.)

Correspondenz.

Ueber die ausserordentlichen Ergebnisse des oberharzer Ernst-August-Stollns hatte ich der wissenschaftlich-gewerblichen Zeitschrift „Revista minera“, die in Madrid erscheint, einige Mittheilungen gemacht, die mit folgendem Nachsatz in Tomo 15, Nr. 343 v. 15. Sept. 64 veröffentlicht wurden:

„Ewiges Lob dem Volke, das so grossartige, so wichtige Unternehmungen beginnt und ausführt! Ruhm den Bergleuten in Deutschland, die der Nachwelt die reiche Ernte ihres Wissens, ihres Fleisses, ihrer Ausdauer überliefern. Mögen sie durch unsere Zeitschrift die herzlichsten Grüsse empfangen von ihren Berufsgenossen, den spanischen Bergingenieurs.“

Ich habe mir erlaubt, im Namen der mit so grossem Recht Gefeierten, den besten Dank für die freundlichen Grüsse an die Herren Herausgeber der erwähnten Zeitschrift abzustatten. Mit Hochachtung

Sierra Almagrera.

Hermann Breithaupt.

BERG- UND HÜTTENMÄNNISCHE ZEITUNG.

Redaction:

BRUNO KERL,

und

FRIEDRICH WIMMER,

Professor der Metallurgie

Berggeschworne und Lehrer der Bergbaukunde
an der Bergschule zu Clausthal.

Jährlich 52 Nummern mit vielen Beilagen, Tafeln und eingedruckten Holzschnitten. Abonnements-Preis jährlich 5 Thlr. Crt. Zu beziehen durch alle Buchhandlungen und Postanstalten des In- und Auslandes. Original-Beiträge sind an Einen der Redacteurs franco einzusenden und werden halbjährig — auf Verlangen auch sofort nach Abdruck — entsprechend honorirt.

Inhalt: Die Königliche Friedrichsgrube bei Tarnowitz. Von L. v. Neuendahl. — Die Mausfelder Hüttenprozesse in ihrer Abweichung von den Ober- und Unterharzer Kupfer- und Silbergewinnungsarbeiten. Von Albrecht von Grodeck. (Fortsetzung.) — Bleischmelzprozess zu Vialas (Lozère). Von M. L. E. Rivet. — Vereinfachung der volumetrischen Proben. Von A. Stévant. — Referate. — Besprechungen. — Correspondenzen. — Anzeige.

Die Königliche Friedrichsgrube bei Tarnowitz.

Vom

Berg- und Hütteningenieur L. v. Neuendahl zu Klęezany bei Neu-Sandez in West-Galizien.

Geographische Lage und Grösse des Grubenfeldes.

Unter dem Namen „Friedrichsgrube“ versteht man den ganzen, für Rechnung des Staates umgehenden Bleierzbergbau bei Tarnowitz, nördlich der Stadt bis nach dem Thale der Stola bei Sowitz, südlich bis nach dem Trockenberge, Silberberge und Saugarten bei Repten.

In diesem $\frac{3}{4}$ Meilen langen Felde ist aller bisheriger Bau geführt worden. Dasselbe wurde in 4 Reviere getheilt, nämlich von Norden nach Süden gehend in:

- 1) das Stollnrevier, so genannt nach dem dort eingebrachten Gotthelf-Stolln,
- 2) das Stadtrevier, westlich und südlich der Stadt Tarnowitz,
- 3) das Bobrowniker Revier, in der Nähe des Dorfes Bobrownik, und
- 4) das Trockenberger Revier als das damalige südlichste, dem sogenannten Trockenberge und in der Nähe des Dorfes gleichen Namens.

Unter obigen 4 Revieren geht nur noch im Trockenberge Bergbau um, da die Mittel in den übrigen, bis auf einzelne unbauwürdige im Babrowniker, gänzlich verhaufen sind.

Neuerdings kommt noch als fünftes und südlichstes Revier, das in der Nähe von Beuthen gelegene Mieschowitz hinzu, in welchem jedoch einstweilen meist nur Versuchsbaue umgehen. Die Resultate dieser letzteren sind jedoch von so erfreulicher Art, dass man bereits anfängt, dieses Revier stärker zu belegen, um in möglichst kurzer Zeit zu einer starke Förderung zu gelangen.

Für den Bleierzbergbau des Staates ist jedoch, laut allerhöchster Cabinetsordre vom 20. October 1837, ein weit grösseres Feld reservirt worden. Die geognostische Begrenzung dieses ca. $2\frac{1}{2}$ Quadratmeilen grossen Feldes sind in obigem Erlasse wie folgt angegeben: auf der Westseite durch eine Linie von Piaseczna an der Stola über Rybna, Ptakowitz bis Biskupitz, auf der Südseite durch eine Linie von Biskupitz über Bobrek, Schomberg, Beuthen bis Kamin an der Brintza, auf der Ostseite von Kamin, dem Laufe der Brintza folgend, bis Karg, auf der Nordost- und Nordseite endlich durch eine Linie von Karg über Koslowagora, Orzech, Naklo bis Lassowitz an der Stola, und von hier, dem Laufe dieses Flusses folgend, bis zum Anfangspunkte Piaseczna.

Innerhalb dieses so begrenzten Feldes werden auf Blei- und Silbererze keine Schurfscheine ausgegeben.

Die innerhalb desselben belegenen Galmci- und Eisenerzgruben sind verpflichtet, die auf ihnen geförderten Blei- und Silbererze an die Königl. Friedrichsgrube abzuliefern, wofür ihnen die Förder-, event. auch Waschkosten vergütet werden.

Ferner erhalten die Grafen Henkel von Donnersmark auf Neudek, so weit das reservirte Feld im Gebiete der Standesherrschaft Tarnowitz-Beuthen liegt, den halben Zehnten in natura vom aufbereiteten Schmelzgut.

Selbiger betrug laut Jahresbericht für das J. 1861 an:

Scheidestufferzen	1.135,7 Ctr.
Wascherzen	1.306,03 „
Bleierde	1,9 „
Grabenschlieg	47,1 „
Herdshlieg	179,1 „

Summa Schmelzgut aller Art 2.670,03 Ctr., wofür jedoch die Standesherrschaft die Waschkosten der Friedrichsgrube zu erhalten hat. Selbige betrugen für obiges Jahr und obigen Zwanzigsten = 2.912 Thlr. 25 Sgr.

Geognostische Verhältnisse der Grube. — Der Muschelkalk, in dem die Bleierze vorkommen, besteht aus 3 Abtheilungen, von denen die unterste der sogenannte Blausohlenstein ist. Auf diesem lagert der Dolomit, und auf diesem wieder der sogenannte Opatowitzer Kalk.

1) Der Blausohlenstein ist ein dichter, körniger, bläulichgrauer Kalkstein. Er ist deutlich geschichtet und in dünne Bänke gesondert. Auf seiner Oberfläche kommt sporadisch, in flache Mulden gelagert, ein thoniger Kalkstein vor, der unter dem Namen Cämentstein bekannt ist, und auf Kosten der hiesigen Cämentfabrik, behufs Fabrikation eines äusserst brauchbaren Cäments gewonnen und gefördert wird.

2) Der Dolomit ist ein selten dichtes, meist das Mittel zwischen dicht und erdig haltendes Gestein, das nicht ganz ohne Schichtung ist. Namentlich deutlich ist dasselbe im Liegenden, also bei seiner Auflagerung auf dem Blausohlenstein, in Bänke von 6 bis 15 Zoll Stärke geschichtet.

Der Dolomit ist im unverwitterten Zustande von lichtasch- oder selbst bläulichgrauer Farbe, die aber beim Verwittern, welches sehr rasch vor sich geht, alle Nüancen vom Okergelb bis Schwärzlichbraun durchläuft. Diese Erscheinung ist dem bedeutenden Gehalte, bis zu 10 Proc., an kohlensaurem Eisenoxydul zuzuschreiben, welches als isomorpher Bestandtheil die kohlen saure Magnesia zum Theil ersetzt.

Selten ist das Gestein geschlossen, meist sehr zerklüftet, was oft so weit geht, dass es nur aus runden Klötzen besteht, zwischen denen dann Eisener oder auch nur eisenschüssiger Letten und Dolomitsand eingelagert sind.

3) Der Opatowitzer Kalk kommt nur auf den grössten Erhebungen des Terrains, im westlichen Theile des Grubenfeldes vor, und erreicht selten eine grössere Mächtigkeit als 1—1½ Lachter. Er hat demnach für die Grube selbst nur eine ganz untergeordnete Bedeutung.

Bleierzlage. — Diese besteht aus einem groblättrigen silberarmen Bleiglanz (Silbergehalt = $\frac{3}{4}$ bis 1 Loth preuss. oder 2,5 bis 3,4 Quint hannov. im Centner), ohne fremde metallische Verunreinigungen, als höchstens hin und wieder, jedoch auch nur sehr selten, etwas Schwefelkies. Der Bleiglanz kommt zum Theil derb in Schnüren und Bestegen bis selbst zu Lagen von 6 Zoll bis $\frac{1}{2}$, ja selbst bis 1 und 1½ Lachter Mächtigkeit vor, zum Theil findet er sich aber auch nur in einzelnen Krystallen bis zu den feinsten Schliagen im mürben Dolomitmergel eingesprengt.

Die Erzlage hält weder im Streichen, noch im Fallen aus, sondern kommt zwischen Absonderungsklüften (bald in der einen, bald in der anderen Kluft, selten in zweien oder mehreren zugleich) der einzelnen Bänke der liegenden, also zunächst über dem Blausohlenstein befindlichen, ungefähr 2—3 Lachter mächtigen Dolomitpartie eingelagert vor und pflegt sich selten weiter vom Blausohlenstein zu entfernen.

Sie ist in dem Theile des Grubenfeldes, in dem gegenwärtig der Bau umgeht, meist von fester Beschaffenheit, was nach der Teufe zu zunehmen scheint; während sie in den jetzt abgebauten Revieren, die vornehmlich das Ausgehende derselben bauten, durchweg von lettiger, milder Beschaffenheit war.

Nach obigem Verhalten der Bleierzlage kann von einem selbständigen Streichen und Fallen derselben wohl nicht gut die Rede sein, wohl aber in sofern, als sie an das Streichen und Fallen des Sohlendolomits

und durch diesen wiederum an das Verflachen des Blausohlensteins gebunden ist.

Das Hauptstreichen ist im nördlichen Felde (Trockenberger Revier) von Norden nach Süden, im südlichen (Miechowitzer Revier) dagegen scheint die Lage eine muldenförmige Wendung nach Westen und Nordwesten zu machen. Das Hauptfallen ist im nördlichen Felde vornehmlich ein westliches, im südlichen dagegen, dem Streichen zufolge, ein nördliches und nördöstliches, und beträgt in dem jetzt nur noch im Bau begriffenen Trackenberger und Miechowitzer Revier im Mittel pptr. 3—3½ Grad. Das specielle Fallen erleidet jedoch oft erhebliche Schwankungen, die zwischen $\frac{3}{4}$ —10 Grad betragen.

Die Aus- und Vorrichtungen der Bleierzlage. Da die einzige wirkliche Ausrichtungsarbeit, die jetzt auf hiesiger Grube im Betriebe ist, nämlich das Hauptort des tiefen Friedrichsstolln, weniger eine weitere Verfolgung der Bleierzlage bezweckt, als nur dem Felde Wasserlösung verschaffen soll, die sogenannten Haupt- und Mittelstrecken aber, die die Bleierzlage ausrichten, zugleich den Abbau vorrichten, so sind hier Aus- und Vorrichtungsarbeiten wohl nicht gut streng zu scheiden, sondern besser mit einander zu behandeln.

Wie aus dem oben beschriebenen Verhalten der Bleierzlage hervorgeht, kann von einer bestimmten Regel beim Ansetzen der Haupt- und Mittelstrecken hier nicht die Rede sein. Man fährt vielmehr in den betreffenden Feldestheilen von den einzelnen Versuchsschächten, bezw. vom Stolln aus im ungefähren Streichen der Erzlage und querschlägig dagegen, womöglich im Blausohlenstein, die Hauptstrecken söhlig auf und durchörtert, je nach Befinden, von diesen aus, in bald grösseren Intervallen die eigentliche Bleierzlage, indem man mit den Mittelstrecken sowohl streichend, als schwebend in ihr auffährt, und nimmt demnach die einzelnen edlen Parteen der Lage zum Abbau in Angriff.

Der Betrieb der Haupt- und Mittelstrecken, so wie das Schachtabteufen erfolgt in Prämien- oder Generalgedinge. Ersteres findet statt, wenn die zu durchfahrenden Schichten, in Bezug auf ihre Beschaffenheit, unbekannt sind, letzteres dagegen durchgängig beim Mittelstreckenbetrieb, so wie bei den meisten Hauptstrecken und Schächten.

Der Gedingedurchschnittssatz pro Lachter ist beim Schachtabteufen 50 Thlr., beim Hauptstreckenbetrieb 40 Thlr. 15 Sgr., bei den Mittelstrecken- und Hilfsbauen 16 Thlr., wobei immer die Förderung und Zimmerung mit inbegriffen ist.

Die jährliche Leistung pro Häuer ist:

beim Schachtabteufen	1170 Cubikf.
beim Hauptortsbetrieb	1530 „
bei den Mittelstrecken und Hilfsbauen	3150 „

Zimmerung findet in den Strecken nur untergeordnet Anwendung, und wenn dies der Fall ist, so beschränkt sie sich meist in den Mittelstrecken auf einfachen Stempelschlag mit Anpfahl, nur selten muss man zur vollständigen Thürstockzimmerung seine Zuflucht nehmen. Wo dies der Fall ist, und ein längeres Offenhalten der betreffenden Strecke, wie bei Hauptstrecken

und Querschlägen, vorauszusehen ist, da wird die brüchige Stelle in Mauerung, aus platten Kalkbruchsteinen mit gewöhnlichem Mörtel bestehend, gesetzt. Das letztere gilt auch von den Schächten. Diese werden länglich viereckig (100 Zoll lang und 55—60 Zoll breit in Lichten) abgeteuf, und wenn sie nur vorübergehend gebraucht werden, in der oberen Teufe, soweit sie im aufgeschwemmten oder rölligen Gebirge stehen, in ganze Schrotzimmerung gesetzt; im klüftigen Dolomit findet die Bolzenschrotzimmerung mit Schwarten-(Schaalkanten-) Verschalung Anwendung. Grösstentheils ist aber in einiger Teufe der Dolomit von solcher Beschaffenheit, dass die Schächte ohne alle Verzimmerung stehen; natürlich werden in diesem Falle die Ecken nicht scharf herausgenommen, sondern es wird dem Schachte eine mehr ellipsoidische Form gegeben.

Das Auswechseln der schadhaft gewordenen Schacht- und Streckenzimmerung, so wie das Legen des Tragerwerks und des Gestänges in den Strecken, als auch das Vertonnen der Schächte und dergl. Nebenarbeiten sind von den Ortsgedingen ausgeschlossen und werden im Schichtlohn verrichtet.

Die Schacht- und Streckenmauerung erfolgt im separaten Lachtergedinge, welches je nach der Beschaffenheit und der Vollständigkeit der Ausmauerung ungemein wechselt.

(Fortsetzung folgt.)

Die Mansfelder Hüttenprozesse in ihrer Abweichung von den Ober- und Unterharzer Kupfer- und Silbergewinnungsarbeiten.

Vom

Ingenieur **Albrecht von Groddeck**,

Lehrer der Bergbaukunde an der Königl. Bergschule zu Clausthal.

(Fortsetzung von S. 342.)

Die gleichzeitig im unteren Herde vor sich gehenden Arbeiten sind folgende:

Arbeiten im unteren Herde. — Die Post, durch das Zusammenziehen im obern Herde vor dem Herunterlassen etwas abgekühlt, gelangt in den durch das Dechargiren ebenfalls etwas abgekühlten unteren Herd. Sie wird auf letzterem mit einer Kratze gleichmässig ausgebreitet und ohne Feuerung ca. $4\frac{1}{2}$ Stdn. lang durchgekrahlt.

Die Klappe am Fuchs wird, um eine zu starke Abkühlung der Post zu verhindern, erst 1 Stunde nach dem Herunterlassen der Post ganz geöffnet.

Unter diesen Umständen wird das Röstgut von einem durch die Arbeitsthür und durch den Rost eintretenden Luftstrom getroffen, wobei eine kräftige Oxydation stattfindet.

Dieselbe muss selbstverständlich an der Feuerbrücke, wo die Luft einströmt, am stärksten sein. Um alle Theile gleichmässig zu behandeln, wird die Post eine Stunde nach dem Herunterlassen so gewendet, dass die am Fuchs gelegenen Massen an die Feuerbrücke gelangen und umgekehrt. Mit einer Kratze wird Alles nach vorne an die Arbeitsöffnung gezogen und dann

mit einer Schaufel das vorne rechts Liegende nach hinten rechts geworfen und gewendet. Dabei ist natürlich wieder darauf zu achten, dass nichts an die Herdwände fliegt.

Je mehr bei diesen Operationen der Gehalt an Schwefelmetallen durch die Oxydation abnimmt, je schwächer wird letztere. Die anfangs rothglühende Post wird immer dunkler und schliesslich schwarz.

Sobald dieser Moment eintritt, besteht die Post im Wesentlichen aus einem Gemenge von Eisenoxyd und schwefelsauren Salzen.

Um letztere bis zu dem gewünschten Grade zu zersetzen, wird zu feuern begonnen und dabei zur Vermeidung eines zu starken Zuges die Zugklappe heruntergelassen. Es wird jetzt beständig gekrahlt. Wenn die Temperatur einen gewissen Grad hat, so beginnt eine energische Zersetzung der schwefelsauren Salze, und es steigen bis zum Ende des Prozesses dicke weisse Dämpfe von wasserfreier Schwefelsäure auf. Diese Zersetzung ist, wie früher die Oxydation, an der Feuerbrücke am stärksten. Eine von dort genommene Probe unterrichtet davon. Sobald eine solche Probe Annäherung an die Gaare zeigt, wird wie oben gewendet. Damit die nach der Feuerbrücke dadurch translocirten Theile die Gaare erreichen, wird noch ca. 1 Stunde lang unter beständigem Feuern gekrahlt, wobei genommene Proben von dem Fortgange der Reaktionen unterrichten.

Beim Probenehmen wird auf folgende Weise verfahren. Mit einem kleinen Löffel aus Schmiedeeisen wird etwas Röstgut aus dem Ofen geholt, dieses zur schnellen Abkühlung auf einem Barnstein ausgebreitet und dann auf den Rand einer weissen flachen Schaaletheile die Gaare erreichen, wird noch ca. 1 Stunde lang unter beständigem Feuern gekrahlt, wobei genommene Proben von dem Fortgange der Reaktionen unterrichten.

Sobald diese Erscheinungen eintreten, werden die Zugklappen mehr geöffnet, die letzte Welle aufgelegt und das Zeichen zum Aufgeben des Braunkohlenkleins gegeben. Unter diesen Verhältnissen wird noch ca. 10 Minuten lang gekrahlt, damit sich etwa vorhandenes Kupferoxydul oxydiren und ausgeschiedenes Silber unter dem Einfluss der Schwefelsäuredämpfe in schwefelsaures Silberoxyd umwandeln kann.

Man entfernt sodann die Post aus dem Ofen. Mit der Kratze wird sie nach vorn gezogen und mittelst einer Schaufel in kleinen Partien auf ein Sieb mit 12—16 Löchern pro Quadratzoll gethan, welches auf einem zweirädrigen dicht vor dem Ofen gefahrenen Karren liegt und an einem Stiel von zwei Arbeitern stark hin- und her bewegt wird. Es trennen sich dabei die Knoten von dem Feinen. Schon bei den ersten Versuchen im Jahre 1844 hat sich das Absieben als nöthig erwiesen, da sonst die Rückstände zu reich wurden. Die gehörig abgekühlten Knoten werden für sich ausgelaut. (Siehe oben.) Sobald der untere Herd leer ist, wird die Post aus dem oberen heruntergelassen.

Betriebsresultate. — Zeit- und Brennmaterialverbrauch. Die Zeit und Brennmaterialverbrauch ergibt sich aus folgender kleinen Tabelle:

Zeit.		Wellen.		Einsatz.
Stunden.	Minuten.	Schock.	Stück.	Pfund.
5 $\frac{1}{2}$	5	2 $\frac{1}{2}$	—	500
5 $\frac{1}{2}$	10	2 $\frac{1}{2}$	6	500
5 $\frac{3}{4}$	10	2 $\frac{1}{2}$	—	500
5 $\frac{3}{4}$	—	2 $\frac{1}{2}$	—	500
5 $\frac{1}{2}$	5	2 $\frac{1}{4}$	9	500
5 $\frac{1}{2}$	—	2 $\frac{1}{4}$	9	500

Produkte des Röstens. — Das Rohmehl nimmt durch das Rösten nach gemachten Erfahrungen 4 Proc. an Gewicht zu.

Das geröstete Mehl, und zwar jede Post für sich, wird ausgelaugt. Wenn die Post abgekühlt ist, schüttet man sie in eiserne Kästen, welche vermittelt eines Handaufzuges direkt aus dem Rösthause nach der Laugerei geschafft werden. Die ausgelaugten Rückstände enthalten 70—72 Pfd. Cu und im Centner Gaarkupfer $\frac{1}{2}$ bis 3 Lth. Ag. Die, welche mehr wie 1 Lth. Ag enthalten (1 Lth. Ag incl.), werden als reiche Rückstände zum Rösten gegeben. Man erhält ca. 18 Proc. reiche Rückstände. Nach gemachten Erfahrungen kann der Silbergehalt der Rückstände unter $\frac{1}{2}$ Lth. im Centner nicht getrieben werden.

Die Knoten werden für sich ausgelaugt und kommen darnach mit ca. 65 Pfd. Cu und 2,2 Lth. Ag im Centner zum Rösten zurück.

Herdsohle. Die Herdsohle wird alle 8 Tage von den Ansätzen gereinigt. Die Ansätze werden in zwei über dem Laugebassin stehende Eimer gethan und hier mit Wasser begossen. Dieses Wasser tropft langsam in das Laugebassin und kommt so zum Auslaugen des Röstmehl. Der ausgelaugte Rückstand, mürbe geworden, wird getrocknet und kommt zum Rösten als „ausgelaugte Ofensohle“.

Flugstaub erhält man ca. $\frac{1}{2}$ Proc. Cu und wird alle Jahr auf Stein verschmolzen; der Staub enthält bis über 9 Proc. Selen, welches aus demselben als Handelsprodukt dargestellt wird (d. Bl. 1863, S. 388).

Proben. — Die genommenen Proben werden zusammen gethan, getrocknet und mit dem Flugstaub verschmolzen.

Belegschaft. Vor jedem Ofen sind 5 Mann beschäftigt, 2 Mann am obern und 3 Mann am untern Herde. Sie stehen im Schichtlohn.

Als normales Ausbringen wird eine Entsilberung der Rückstände bis auf 1 Lth. im Centner Gaarkupfer angenommen. Von dem Mehrausbringen erhalten die Röster und Lauger 12 Proc. als Prämie.

C. Die Ziervogel'sche Wasserlaugerei.

Uebersicht. Der gut geröstete Stein besteht im Wesentlichen aus einem Gemenge von Fe_2O_3 , CuO und Ag_2O , SO_3 und kleinen Quantitäten CuO, SO_3 .

Das $\text{Ag}_2\text{O SO}_3$ — im kalten Wasser fast unlöslich — wird in 88 Theilen heissem Wasser und in reichlicherem Maasse in schwefelsäurehaltigem heissem Wasser gelöst. Diese Eigenschaft wird zur Abscheidung des Silbersalzes aus dem gerösteten Stein benutzt.

Um Verluste zu vermeiden, wird dabei dasselbe Wasser, so weit es nicht durch Verdampfen, durch die Feuchtigkeit der Rückstände und des Cementsilbers, durch die sogenannte Tripplaugung und durch den Transport verloren geht, immer wieder benutzt.

Die Lösung enthält Silber- und Kupfervitriol, fließt über Kupferbarren, setzt auf denselben das Silber ab und wird dann wieder zum Auslaugen neuer Posten benutzt.

Wenn wir die bei diesem Prozess verspritzte Lauge, die sogenannte Tripplaugung, mit berücksichtigen, so resultiren zur weiteren Verarbeitung:

1) Das Cementsilber, 2) die Tripplaugung, 3) die Lauge selbst.

Was zuerst das Cementsilber betrifft, so muss dasselbe, da es beim Abstreichen von den Kupferbarren kleine Kupfertheilchen aufgenommen hat und vermöge seiner porösen Beschaffenheit Lauge aufgesogen enthält, einem Waschprozess unterworfen werden.

Es wird zu diesem Zweck fein gerieben und dann abwechselnd mit reinem und säurehaltigem Wasser behandelt.

Die abfließenden Wasser, da sie natürlich noch Silber- und Kupfervitriol enthalten, werden nochmals über Kupfer geleitet, das entstehende Cementsilber wie oben behandelt und die abfließende nur Kupfervitriol enthaltende Lauge zur Abscheidung des Kupfers über altes Eisen geführt. Den dabei entstehenden Eisenvitriol lässt man ins Freie laufen.

Die Tripplaugung enthält Silber- und Kupfervitriol und wird eben so behandelt, wie die beim Waschen des Cementsilbers abfließenden Wasser.

Die Lauge selbst benutzt man, wie oben bereits gesagt, wiederum als Laugewasser, versetzt sie zu diesem Zweck mit etwas SO_3 und erwärmt sie bis auf 70°. Es könnte scheinen, als ob sich in derselben sowohl der Kupfervitriol-, als auch der Schwefelsäuregehalt immer mehr concentriren müsste. Das ist jedoch nicht der Fall. Denn was zuerst den Kupfervitriolgehalt anlangt, so wird derselbe durch dieselben Umstände, wie die Menge der Laugewasser selbst, vermindert, wenn man natürlich von dem Verlust durch Verdampfen absieht. Besonders halten die ausgelaugten Rückstände mit der Lauge viel Kupfervitriol zurück. Den Kupfergehalt des letzteren gewinnt man natürlich beim Schwarzkupferschmelzen. Den Kupfergehalt der Tripplaugung scheidet man, wie oben gesagt, durch altes Eisen ab. Das so niedergeschlagene Cementkupfer wird zum Theil wieder zur Silberfällung benutzt; der unreinere Theil kommt zum Schwarzkupferschmelzen.

In Bezug auf die SO_3 ist zu bemerken, dass sie zum Theil durch den Kalkgehalt der Laugewasser als Gyps entfernt wird, zum andern Theile, nachdem sie in den verschiedenen Prozessen mitgespielt, als Eisenvitriol ins Freie fließt und endlich auch durch die Feuchtigkeit der Rückstände, in denen sie die Bildung basischer Eisen- und Kupfersalze veranlasst, dem Betriebe entzogen wird.

Die fortgehenden Mengen sind gering, wie der Zufluss selbst, und es dauert daher lange Zeit, ehe von einem bestimmten Moment an gerechnet alle vorhandene Schwefelsäure entfernt und durch neue ersetzt ist. — Ganz dasselbe ist von dem gebrauchten Wasser zu behaupten.

Kupfer, Schwefelsäure und Wasser circuliren also beständig und werden — wie in einem organischen Wesen die Körperbestandtheile — allmähig und erst nach langer Zeit vollständig erneuert, wenn nicht, was

auch wohl geschieht, die alte Lauge, wenn sie zu unrein geworden, auf Kupfer verarbeitet und der Laugeprozess mit frischem Wasser begonnen wird.

(Fortsetzung folgt.)

Bleischmelzprozess zu Vialas (Lozère).

Von

M. L. E. Rivot.

Die auf Gängen mit Quarz und Thonschiefer, wenig Blende, Schwefelkies, Kalkspath, Eisenspath und Schwespath einbrechenden Bleiglanze geben bei der Aufbereitung Produkte mit nachstehenden Gehalten:

	Pb	Ag in 100 Kil. Pb.
Stufferz	53 Proc.	545 Proc.
Grobe und mittlere Graupen	56 "	501 "
Feine Graupen	65 "	496 "
Kastenschlieg	57 "	477 "
Sandschliege von mittelreichen Erzen	53 "	471 "
Feine Schliege von Grubenklein	33 "	480 "
Sandschliege von armen Erzen	37 "	445 "
Schlammuschliege von armen Erzen	33 "	409 "
Kiesige Schliege	19 "	421 "

Diese Produkte werden mit Rauch, Krätzschliehen, Ofenbrüchen und den bleiischen Vorschlägen aus dem Vorjahre gemeinschaftlich verarbeitet.

Nach vorhergegangener Probirung und Wägung dieser Materialien werden sie ins Schliegmagazin geschafft und dort bis zur Verarbeitung getrennt aufbewahrt. Nach der vorjährigen Produktion und dem muthmaasslichen Erzerfolg aus den in Angriff genommenen Grubenbauen wird vom Betriebsführer das Verhältniss, in dem die Stufferze, Graupen und verschiedenen Schliege zu einander angewendet werden müssen, berechnet und hiernach die Gattirung ausgeführt. Annähernd kann das einmal angegebene Verhältniss während der ganzen Dauer der Arbeit beibehalten werden, was ein wichtiger Punkt für die zulässige Bezahlung der Arbeiter im Gedinge ist, so dass die Löhne beim Rösten und Schmelzen auf die Tonne Erz fixirt werden können.

Die ganze metallurgische Arbeit besteht in folgenden Operationen:

1) Rösten und Fritten. — Hat der Betriebsführer die verschiedenen Schliegsorten, Schlämme, Rauch, die zuvor trocken gepochten Stufe und bleiischen Vorschläge bezeichnet, so wird aus diesen die Melange, die Masche, jede ohngefähr 40 Tonnen wiegend, im Schliegmagazine hergestellt und zunächst der Röstung übergeben.

Die 3 Röstöfen mit nur einer Herdsohle sind nach gleichem Principe construirt, haben aber, da sie zu verschiedenen Zeiten erbaut wurden, verschiedene Dimensionen. Die grösseren Oefen geben die besseren Resultate; sie fassen Chargen von 1100 Kilogr. Gewicht.

Die Operation des Röstens zerfällt in 2 Theile, in das eigentliche Rösten und das Fritten.

Rösten. — Die eingegebene Beschickung wird in einer nicht zu dicken Lage regelmässig über die Herdsohle ausgebreitet und behutsam gefeuert, bis nach Verlauf von mehreren Stunden eine der Dunkelrothgluth nahe kommende Temperatur eingetreten ist, worauf das Durcharbeiten beginnt. Das Translociren wird, sobald es begonnen hat, fast ohne Unterbrechung fortgesetzt, damit die Oxydation und das Steigen der Temperatur einen regelmässigen Verlauf nehmen. Ist Alles fast todteröstet, welcher Fall nach ungefährr 12 Stunden eintritt, so wird zur Frittung geschritten.

Fritten. — In dieser Periode wird das Feuer verstärkt und das Röstgut partienweise nach und nach in die Nähe der Feuerbrücke geschafft; hat es hier eine Zeit lang verweilt, bis es in einen gesinterten Zustand übergegangen ist, so wird es durch die nächste Arbeitstür ausgezogen. Um die Frittung der ganzen Charge zu bewerkstelligen, braucht man incl. des Ausziehens ungefähr 4 Stunden, so dass die ganze Operation des Röstens und Frittens nahezu 16 Stunden in Anspruch nimmt.

Die gerösteten und zum Theil mit Wasser abgekühlten Erze werden von einem Aufseher auf ihre Qualität geprüft, verwogen und ins Schliegmagazin geschafft. Sie müssen ein vollständig erdiges Ansehen haben, also durchaus keine dem blossen Auge sichtbaren unzersetzten Schweflungen enthalten, dürfen beim Zerschlagen und Transportiren nicht stäuben und keine Zeichen irgend welcher wirklichen Schmelzung an sich tragen. Bei den Bergarten der verschiedenen Gänge zu Vialas lassen sich die erwähnten Eigenschaften der gerösteten Erze ziemlich lange erhalten, während bei ausschliesslich quarzigen Erzen eine theilweise Schmelzung gewiss nicht zu vermeiden stände.

Die hauptsächlichsten Punkte des ganzen Prozesses sind — um alle Steinbildung beim späteren Schmelzen zu vermeiden — die möglichst vollständig zu erreichende Oxydation und die Frittung. Die letztere muss derart geleitet werden, dass der grösste Theil der im Anfange der Röstung gebildeten schwefelsauren Salze sich zerlegt und die Erze in annähernd gleich grosse und vollständig poröse Stücke behuf des Schmelzens zerschlagen werden können.

Bei der Röstung stellt sich ein kleiner Blei- und Silberverlust heraus, der hauptsächlich durch das Fortreissen von feinen Erztheilchen beim Einsetzen und erstem Translociren der Charge vom Gaszug veranlasst wird. Die fortgeführten Staubtheilchen condensiren sich fast vollständig wieder in den Rauchkammern.

2) Schmelzen. — Das Schmelzen wird in niedrigen Schachtöfen von 1,6 Meter Höhe und ziemlicher Tiefe ausgeführt. Der Wind ist von beinahe constanter Pressung, gewöhnlich zwischen 0,025 und 0,030 Meter Quecksilbersäule schwankend, und wird durch je eine Düse in die Oefen geleitet. Die angewandten Vorherde haben eine ziemliche Grösse, da sie von der Vorwand ab gerechnet 0,25 Meter messen. Die Schlacke fliesst aus ihnen während der ganzen Campagne fast beständig ab.

Die Beschickungsschichten werden in der Nähe der

Oefen auf der Hüttensohle hergestellt; sie haben meistens folgende Zusammensetzung:

Eigrosse Stücke gerösteten Erzes	100
Erzgrauen enthaltende oder durch Rohgang erzeugte reiche Schlacken von höchstens Faustgrösse	50
Ofenbrüche, Abfälle vom Probiren und unreine Glätte von ebenfalls höchstens Faustgrösse	10
Quarziger Eisenstein in geröstetem und in kleine Stücke zerschlagenem Zustande	4
Schwerspath in haselnussgrossen Stücken	4

Der Eisenstein und Schwerspath dient theils als Fluss-, theils als Reduktionsmittel und vertritt auf eine vortheilhafte Weise den Eisenzuschlag, der auf verschiedenen Hütten angewendet wird. Man erhält dabei eine genügend bleiarne Schlacke von gutem Fluss.

Die Arbeit bei diesem Ofen unterscheidet sich von der gewöhnlichen Schachtofenarbeit nicht; man setzt beim Aufgeben die Beschickung auf die Form- oder Hinterwand, die Cokes auf die Vorwand und arbeitet bei ohngefähr 0,25 Meter langer heller Nase beständig mit dunkler Gicht.

Das Schmelzen geht mit ziemlicher Schnelligkeit vor sich; man setzt gewöhnlich 60—70 Tonnen geröstete Erze in 10 Tagen durch und verbraucht auf 100 Kilogramm Beschickung 12—14 Kilogramm Cokes. Die mittlere Dauer der Schmelzcampagnen stellt sich höchstens zu 12—13 Tagen, was hauptsächlich seinen Grund in der Anwendung keines besonders guten Ofenbaumaterials hat; man bedient sich zum Aufbau des Kernschachtes eines schiefrigen, mit ziemlich grossen Zwischenräumen durchzogenen Gesteins, das dem Feuer mehr Gelegenheit zum Ausfressen darbietet und so die Abnutzung der Ofenwände, besonders der Hinterwand, bedeutend beschleunigt wird. Wendete man feuerfeste Backsteine an, so würden zwar längere Schmelzcampagnen erzielt werden, indess ist der Preis der Backsteine ein sehr hoher und erscheint es ausserdem von keinem wahren ökonomischen Interesse, die Campagnen zu verlängern. Es sind nämlich mehrfach schon zu Vialas Vergleiche angestellt worden, diese haben mit längeren und kürzeren Schmelzcampagnen aber immer, in Anbetracht des Cokesverbrauches, des Blei- und Silberausbringens und der Arbeitslöhne — vorausgesetzt, dass der Ofengang in beiden Fällen ein regelmässiger war — gleiche Resultate ergeben, sowohl bei 12 bis 13tägigen, als längeren Campagnen.

Das Silberausbringen scheint sich sogar noch um etwas besser zu stellen, wenn das Durchsetzquantum für eine Campagne auf 60 Tonnen gerösteten Erzes beschränkt wird, weshalb man dies gegenwärtig auch als Grenze, die man nicht zu überschreiten sucht, betrachtet.

Bei der Schmelzarbeit fällt als hauptsächlichstes Produkt fast einzig Werkblei, in welchem sich der grösste Theil des Silbers concentrirt hat, und nur in sehr seltenen Fällen bildet sich Stein, nämlich dann nur, wenn die Röstung keine genügende war. Ist dieser Fall jedoch eingetreten, so wird der Stein gepocht, geröstet und geht wieder in die Schmelzarbeit zurück.

Als Nebenprodukte werden Schlacken, Rauch

und Ofenbruch gewonnen. Die reinen, gut geschmolzenen Schlacken, seien sie nun bei Stein- oder Werkefall erzeugt, werden über die Halde gestürzt oder als Wegbaumaterial benutzt, hingegen schlechtgeschmolzene, unzersetzte Erzgrauen enthaltende und beim Abstich der Werke mit ausgeflossene Schlacken den Beschickungsschichten hinzugefügt.

Nach der Probe stellt sich der Bleigehalt der reinen Schlacken zu $1\frac{1}{2}$ — $2\frac{1}{2}$ Proc., der Silbergehalt zu keinem bemerkenswerthen, so dass dieser vernachlässigt werden kann. Das Ergebniss der Bleiprobe ist nun aber im Verhältniss zum wahren Gehalte gewiss ein zu geringes und der hiervon herrührende Verlust ein sehr bedeutender Theil des Gesamtverlustes. Es wäre leicht, den Bleigehalt der Schlacken bis auf ein Minimum herabzudrücken und also auch den Gesamtverlust auf eine möglichst niedrige Stufe zu bringen, wenn man die Schmelztemperatur erhöhen wollte, allein es müsste dies doch um ein Bedeutendes geschehen und würde dadurch wieder ein noch grösserer Verlust durch Silberverflüchtigung herbeigeführt. Auf dem Hüttenwerke zu Vialas ist es aber gerade der Silberverlust, der auf die Vermehrung oder Verminderung des Gewinnes bedeutend einwirkt, so dass es vortheilhafter erscheint, lieber ein wenig Blei durch Verschlackung verloren zu geben.

Die ziemlich viel Blei und Silber zum grössten Theil im geschwefelten Zustande enthaltenden Ofenbrüche werden den Beschickungsschichten wieder vorgeschlagen. Es wäre vielleicht vortheilhafter, in Anbetracht der grossen Menge Schwefelungen die Ofenbrüche vorher trocken zu pochen und dieselben einer Röstung zu unterwerfen. Man wird auch diese Modifikation in nächster Zeit versuchsweise zur Anwendung kommen lassen.

Der austretende Hüttenrauch wird in Rauchkammern, von denen aus Canäle auf einen Berg führen, condensirt, am Schlusse der Campagne gesammelt und im Verein mit Gräupelstufen und Schlieg der Röstung unterworfen.

(Schluss folgt.)

Vereinfachung der volumetrischen Proben.

Von

A. Stévant.

Es ist bekannt, dass die volumetrischen Proben neuerdings zu einer immer allgemeineren Geltung gelangen. Jedermann kennt die Leichtigkeit und Schnelligkeit, mit welcher man die Versuche nach diesem Verfahren ausführt, bei welchem lange und ermüdende Filtrationen, Auswaschungen etc. nicht erforderlich sind.

Die nachstehende Bemerkung bezweckt zu zeigen, wie man diese Analysen noch beschleunigen kann, indem man das Wägen der Proben und das Titiren beträchtlich abkürzt.

Man bringt auf einer Waage eine 0,5—1 Gramm sich nähernde Menge Probirgut ins Gleichgewicht, ersetzt dieselbe dann auf derselben Schaafe durch ein gleiches Gewicht des Körpers, welcher zum Titiren der Nor-

mallösung dient. Nachdem dann beide auf passende Weise in Lösung gebracht, so behandelt man sie mit der nicht titrirten Normallösung bis zum Erscheinen des Reaktionsendes.

Es seien n und n' die Zahlen, welche die bis zum Eintreten des Reaktionsendes bei beiden Substanzen verbrauchten Normallösungsmengen bezeichnen; x Proc. und a Proc. ihre resp. Gehalte, so ist

$$n : \frac{P x}{100} = n' : \frac{P a}{100}, \text{ also } x = \frac{n a}{n'}$$

Ein Beispiel soll dies näher erläutern.

Es sei der Gehalt verschiedener eisenhaltiger Mineralien zu bestimmen. Man bringt auf die Waagschale eine Gewichtsmenge P (ungefähr $\frac{1}{2}$ Gramm) schwefelsaures Eisenoxydul-Ammoniak mit $\frac{P}{7}$ Eisengehalt. Dann ersetzt man diesen Körper allmählich durch gleiche Gewichte verschiedener eisenhaltiger Mineralien, welche z. B. $\frac{P x}{100}$, $\frac{P y}{100}$ etc. Eisen enthalten.

Nachdem man die Lösungen der einzelnen Substanzen mit übermangansaurem Kali behandelt hat, ergeben sich bis zum Eintritt der Entfärbungen z. B. nachstehende verbrauchte Mengen von Chamäleon:

15 für das schwefelsaure Eisenoxydul-Ammoniak.

47 „ „ erste Mineral mit x Proc.

70 „ „ zweite Mineral mit y Proc.

Man hat dann die Proportion:

$$15 : \frac{P}{7} = 47 : \frac{P x}{100} = 70 : \frac{P y}{100} \text{ etc.,}$$

woraus sich ergibt

$$x = \frac{100 \cdot 47}{7 \cdot 15} = 44,762 \text{ Proc.}$$

$$y = \frac{100 \cdot 70}{7 \cdot 15} = 66,666 \text{ Proc.}$$

Diese Methode ist bei allen Versuchen anwendbar, welche eine Titrierung der Flüssigkeit erfordern und fast alle volumetrische Bestimmungen, welche den Gehalt der Erze bestimmen sollen, sind in dieser Lage, namentlich die Proben auf Eisen, Zink, Blei, Kupfer, Antimon, Zinn etc.

Man gewinnt dabei viel Zeit und der Gebrauch der Gewichte, welcher leicht zu Irrthümern führt, ist vollständig überflüssig. Auch genügt eine empfindliche Waage, welche nicht sehr exakt zu sein braucht. Selbst mit einem Nicholson'schen Aräometer wird man annähernde Resultate erhalten und spart dabei die Waage nebst den Gewichten ganz.

(Revue univers., 8. an., 3. livr., p. 559, 1864.)

Referate.

Berggeist 1864. Nr. 52—65.

Nr. 52. — Oberschlesische Eisenindustrie in 1863. — Im Betriebe befindliche 46 Cokes- und 36 Holzkohlenöfen lieferten 2,744,138 Ctr. Roheisen, (die Langen'schen Winderwärmungsapparate haben sich sehr vortheilhaft bewährt), Gusswaaren 181,982 Ctr., Herd- und Puddelisen 1,453,314 Ctr., Schwarzblech 67,226 Ctr.

Nr. 53. — Skizze von dem Etablissement der Gesellschaft John Cockerill in Seraing.

Nr. 55. — Feuerfestes Material von R. Keller in Stolberg übertraf bei Schmelzversuchen im Sefström'schen Ofen die Steine der renomirtesten Fabriken Belgiens und Schottlands an Feuerbeständigkeit.

Nr. 57. — Kupferhütte Tubalkain producirte in 1863 aus 33500 Ctr. Erzen 2550 Ctr. Blockkupfer; die Sternerhütte bei Linz 1780 Ctr. Rosettenkupfer mit 2 Flammöfen, 1 Krummofen, 1 Gaarherd und 5 Säurekisten.

Zu Mühlheim a. d. R. producirte die Zinkhütte der Vieille Montagne mit 26 Schmelz- und 2 Oxydiröfen 78197 Ctr. Rohzink und 15,807 Ctr. Zinkweiss mit 306341 Ctr. Kohlen, 36958 Ctr. calcinirtem Galmei, 149960 Ctr. gerösteter Blende, 42619 Ctr. preussischem und 6560 Ctr. belgischem Thon. Durchschnittspreis pro Centner Rohzink $5\frac{1}{2}$ Thlr., Zinkweiss 9 Thlr.

Nr. 60. — Höchste Produktion des Hohofens in Steele im Monat Mai täglich 87,934 Pfd.

Nr. 61. — Aufbereitung der Kohlen. — Zur Ergänzung und Berichtigung des Referates aus Nr. 51 des Berggeistes (S. 344 d. Bl.) fügen wir hier folgende Angaben aus vorbezeichneter Nummer bei.

In Dudweiler werden die gemahlenen Kohlen in vier Korngrößen separirt, die drei größern der Setzarbeit unterworfen, die feinste, der Staub $\frac{1}{4}$ — $\frac{1}{3}$ des Ganzen, nicht weiter aufbereitet, sondern ungewaschen mit den gewaschenen Kohlen gemengt. In Heinitz treibt man die Setzarbeit etwas weiter und lässt Alles, was nicht mehr gesetzt werden kann, verloren gehen. In Folge dessen ist der Aschengehalt der zur Vercokung gelangenden Kohlen hier geringer, die Abgänge dagegen sind höher, wie in Dudweiler.

Die Resultate eines dreimonatlichen Betriebes sind nachfolgend zusammengestellt:

	Dudweiler.	Heinitz.
1. Erforderliche Betriebskraft . .	40 Pferdekr.	30 Pferdekr.
2. Aschengehalt der Förderkohlen	12—14 Proc.	11—13 Proc.
3. „ „ gewaschenen Kohlen	3—4 „	4—5 „
4. Aschengehalt des Staubes . .	17 „	
5. „ „ der Kohlen, wie sie zur Vercokung gelangen	7 „	
6. Aschengehalt der daraus dargestellten Cokes	10—11 „	6—7 „
7. Abzug an ausgewaschenem Schiefer	5 „	6 „
8. Abgang an Schlamm	4 „	14 „
9. Gesamttagabgang	9 „	20 „

Die ausgewaschenen Schiefer haben einen Aschengehalt von 50—60 Proc. und enthalten keine nutzbare Kohle mehr. Anders ist es mit dem Schlamm. Dieser enthält noch 30 bis 40 Proc. Kohle, welche man bis jetzt noch nicht im Stande ist, ihm zu entziehen, weil es an einer zweckmässigen Schlammwäsche fehlt. *)

Die Leistung ist zu Dudweiler etwas grösser als zu Heinitz. Die Anlagekosten sind für beide Wäschungen ungefähr gleich, ca. 33000 Thlr. Die Löhne für das Waschen stellen sich zu Dudweiler etwas geringer, 1 Pf. gegen 1,7 Pf. pro Centner gewaschene Kohle. **)

*) Wir sind überzeugt, dass die continuirlich arbeitende Harzer Aftersetzmaschine (vide Nr. 1 und Taf. I. des gegenwärtigen Jahrgangs d. Blattes) in etwas modificirter Weise zu fragl. Zwecke bei der Kohlenaufbereitung die vortheilhafteste Anwendung finden kann.

Die Red. **) Nachständig kommt uns in Nr. 63 des Berggeistes ein „Eingesandt“ von M. Neuerburg (dem Constructeur der Heinitzer Wäsche) zu Gesicht, aus dem wir Folgendes hier beifügen.

„Die Wäsche zu Heinitz arbeitet eben so, wie die Dudweiler Wäsche, nur mit einem System, d. h. mit der einen Hälfte der Apparate und diese Hälfte leistete in 10 Stunden regelmässig 2500 Ctr., oft aber auch schon 3000 und sogar 3200 Ctr., je nachdem die Förderung stärker oder schwächer war. — Beide Systeme oder die ganze Wäsche würden also

Roheisenproduktion zu Mülheim a. d. Ruhr. — Die beiden Hohöfen der Friedrich Wilhelmshütte waren während des Jahres 1863 in ununterbrochenem Betriebe und producirten 20½ Millionen Pfund Roheisen und Gusswaaren, während die Giesserei 4½ Millionen Pfund Gusswaaren lieferte. Zu diesem Hohofenbetriebe wurden 56½ Millionen Pfund Erze, 500000 Scheffel Cokes und 22¾ Millionen Pfund Kalksteine verwendet. Die eigenen Gruben lieferten der Hütte 39 Mill. Pfund Erze.

Die Aktiengesellschaft für Eisenindustrie in Styrum, Station Oberhausen, hatte im Jahre 1863 20 Puddlingsöfen, 8 Schweissöfen, 3 Blechwärmöfen, 1 Schrottofen im Betriebe, womit 22,458,800 Pfd. Stab- und Fagoneisen, Grubenschienen und Bleche fabricirt wurden. Der Kohlenconsum belief sich auf 7110 Waggons und fanden durch das Werk durchschnittlich 563 Arbeiter Beschäftigung und einschliesslich deren Familienglieder ca. 1700 Personen Unterhalt.

Stassfurter Saline. — Zur Begünstigung inländischer Pottaschen-Fabrikation gewährt die preussische Regierung für schwefelsaures Kali eine Bonifikation von 1 Thlr., für Pottasche von 1 Thlr. 24 Sgr. pro Centner, wenn das Rohsalz hierzu direkt oder indirekt aus den Schächten bei Stassfurt entnommen wird.

Nr. 62—65. — Bergbauproduktion im Siegen'schen pro 1863. — In den 4 Revieren: Siegen I. u. II., Burbach und Müsen wurden gewonnen:

394,749	Tonnen Eisenerze im Werthe von	491,400	Thlr.
80,797	Centner Bleierze „ „ „	229,600	„
31,867	„ Kupfererze im „ „ „	34,100	„
11,385	„ Fahlerze „ „ „	34,300	„
33,667	„ Zinkblende „ „ „	12,700	„
58	„ Nickelerze „ „ „	230	„
25	„ Kobalterze „ „ „	370	„

802,700 Thlr.

Seit der im Jahre 1861 eingetretenen Eröffnung der Deutz-Giessener und Ruhr-Sieg-Eisenbahnen hat sich die Förderung an Eisenerzen mehr als verdoppelt. Eben so hat die Aufhebung der Bergwerkssteuer auf Eisenerze (seit 1. Januar 1863) viel zu dem erfreulichen Aufschwunge des Betriebs beigetragen.

Der Bergbau ernährt im Kreise Siegen gegenwärtig 3589 Arbeiter mit 5219 Familienangehörigen — zusammen also 8808 Personen oder 17 Proc. der ganzen Bevölkerung.

Hohofenbetrieb. — Im Betriebe waren 17 Hohöfen und betrug deren Gesamtproduktion:

1. Roheisen in Gängen und Masseln einschliesslich Wascheisen = 561,000 Ctr. im Werthe von 725,000 Thlr.
2. Rohstahleisen = 151,000 „ „ „ 302,000 „

Beim Eisengiesserei-, Puddlings- und Walzwerksbetrieb wurden dargestellt:

1. Eisengusswaaren: 34,000 Ctr. im Werthe von 121,000 Thlr.
2. Stab-, Blecheisen und Rohstahl 298,000 „ „ „ 885,000 „

Bei der Schwarzblechfabrikation wurden angefertigt: 83,000 Ctr. Bleche im Werthe von 356,000 Thlr.

Die Eisendrahtfabrikation erreichte an gewalztem und gezogenem Draht 51,563 Ctr. im Werthe von 180,600 Thlr. Die Kettenschmiederei lieferte 1327 Ctr. Ketten im Werthe von 9657 Thlr.

Beim Metallhüttenbetriebe wurden dargestellt:

Silber 4000 Pfd.	im Werthe von	120,000	Thlr.
Weich- und Hartblei 1750 Ctr.	„ „ „	10,000	„
Gold- u. Silberglätte 10700 „ „ „	„ „ „	59,500	„
Kupfer 3636 „ „ „	„ „ „	103,000	„

Die durchschnittlichen Absatzpreise waren für:

Silber	29	Thlr.	25	Sgr.	pro	Pfd.
Weichblei	6	„	10	„	Centner.	
Hartblei	6	„	5	„	„	
Goldglätte	28	„	15	„	„	Tonne
Silberglätte	27	„	15	„	„	„
Rosettenkupfer	28	„	15	„	„	Centner.

Der Werth sämtlicher Bergwerks- und Hüttenprodukte betrug im Jahre 1863 3.665.300 Thlr.

„ „ 1862 3.329.500 „

5000 — 6000 Ctr. waschen. Ihre Leistung ist also keineswegs geringer, als die in Dudweiler. — Die Anlagekosten der Wäsche in Dudweiler sind um 10 Proc. höher, als die der Wäsche in Heinitz.“

Besprechung.

Die Unglücksfälle in den Oberharzischen Bergwerken. Historische Darstellungen. Von Friedrich Schell, Königlich Hannoverschem Bergeschwornen. Nebst einem Vorworte von G. Schulze, einem Stahlstiche und 2 Lithographien. Clausthal. Verlag der Grosse'schen Buchhandlung. 1864.

Der Verfasser hat sich der Arbeit unterzogen, die aussergewöhnlichen Unglücksfälle, welche in den ersten 50 Jahren d. Jahrhunderts in den Gruben des Oberharzes sich ereignet haben, möglichst wahrheitsgetreu und vollständig nach Örtlichkeit, Umständen, Hergang und Rettungsverfahren zu beschreiben. Das Material zu diesen Schilderungen haben vorzugsweise die bergamtlichen Akten geliefert, ausserdem sind aber noch andere glaubwürdige Ueberlieferungen und die Aussagen unverwerflicher Augenzeugen mit zum Anhalten genommen.

Auf den Nutzen, welchen die sorgfältige Aufzeichnung und Zusammenstellung derartiger Begebenheiten für den Fachgenossen hat, brauchen wir wohl kaum aufmerksam zu machen. Die eigene Erfahrung wird wesentlich dadurch bereichert und viel des Lehrreichen, für ähnliche Fälle Anwendbaren oder zu Verwendenden kann daraus geschöpft werden. In keinem Arbeitskreise ist aber eine umfassendere Berücksichtigung aller schädlichen Momente mehr erforderlich als beim Bergbau, um so mehr, da hier nicht nur die Gefahren in der mannigfachsten und ausgedehntesten Art sich darbieten, sondern auch in Allem, was die Sicherung von Leben und Gesundheit der Mannschaft anbelangt, der Ingenieur mehr unabhängig und unumschränkt und daher auch desto mehr verantwortlich dasteht, als bei irgend einem andern Gewerbe.

Ausser diesem besonderen Werthe des Buches hat dasselbe noch einen allgemeineren sowohl für den Bergmann selbst, als auch für jeden Freund desselben und für Laien dadurch, dass es eine Aufzählung bewunderungs- und nachahmungswürdiger Thaten enthält, eine grosse Menge Beispiele von Berufs- und cameradschaftlicher Treue, von Muth, Beharrlichkeit, Entschlossenheit und Umsicht uns vorführt. In Rücksicht hierauf hat der Verfasser dem Inhalte des Buches nicht nur eine anziehend erzählende Form gegeben, sondern denselben auch durch die nöthigen Erklärungen und Erläuterungen für den des Faches vollständig Unkundigen verständlich gemacht.

Ausser jedem Fachmann und theilnehmenden Laien möchte das Buch noch jedem Harzer, durch Beruf, Bekannt- oder Verwandtschaft mit den Begebenheiten mehr oder weniger verknüpft, zu empfehlen sein.

Correspondenz.

Zufällig kam mir vor einiger Zeit Bd. 165 des Polytech. Journals in die Hände, welches die Beschreibung eines von Herrn Langen zu Siegburg angewendeten Apparates zur Ableitung der Hohofengase enthält. Es freute den Unterzeichneten, in dieser Vorrichtung seine bereits 1860 in diesen Bl. ausgesprochene Idee (d. Bl. 1860, S. 158) verwirklicht zu finden, zumal durch dieselbe „eine grosse Regelmässigkeit des Betriebes, eine erhebliche Kostenersparung und eine sehr erfreuliche Oekonomie durch die vollständige und ungestörte Benützung der Gase eingetreten.“

Ein Fachgenosse aus Deutschland äussert sich in einer Zusage an den Unterzeichneten hierüber folgendermassen: „In so weit mir die Literatur bekannt, haben Sie zuerst 1860 in der Zeitung in Ihrem Gichtthut die Idee ausgesprochen, dass es zweckmässig sei, die Gichtgase erst oberhalb der Beschickungssäule abzuleiten. Langen ist jedenfalls später gekommen und seinem Apparate liegt ganz dieselbe Idee zum Grunde.“

Åmeberg bei Askersund in Schweden.

T.

Jetzt complet.

In allen Buchhandlungen ist zu haben:

Dr. Carl Zerrenner's
Lehrbuch des deutschen Bergrechts.

2 Abth. in 1 Bd. 1862 — 64.

8. eleg. broch. Preis Thlr. 3.

BERG- UND HUETTENMÄNNISCHE ZEITUNG.

Redaction:

BRUNO KERL,

und

FRIEDRICH WIMMER,

Professor der Metallurgie

Berggeschwornen und Lehrer der Bergbaukunde
an der Bergschule zu Clausthal.

Jährlich 52 Nummern mit vielen Beilagen, Tafeln und eingedruckten Holzschnitten. **Abonnements-Preis** jährlich 5 Thlr. Crt. Zu beziehen durch alle Buchhandlungen und Postanstalten des In- und Auslandes. **Original-Beiträge** sind an Einen der Redacteurs franco einzusenden und werden halbjährig — auf Verlangen auch sofort nach Abdruck — entsprechend honorirt.

Inhalt: Ueber die in Freiburger Revier üblichen Schiessmethoden und die dabei verwendeten Gezähe und Materialien. Von Richter. (Schluss.) — Die Mansfelder Hüttenprozesse in ihrer Abweichung von den Ober- und Unterharzer Kupfer- und Silbergewinnungsarbeiten. Von Albrecht von Groddeck. (Fortsetzung.) — Produktion Württemberg's in

1862. — Produktion Baden's in 1862. — Produktion des Kurfürstenthums Hessen in 1862. — Produktion des Grossherzogthums Hessen in 1862. — Parry's Roheisenraffinirefen (Weissofen) mit Steinkohlenfeuerung und Wasserdampfzuführung. — Besprechungen. — Eingegangene Schriften. — Anzeigen.

Die geehrten Abonnenten

dieser Zeitung werden ergebenst ersucht, ihre Bestellungen auf den nächsten Jahrgang rechtzeitig aufzugeben, damit keine Unterbrechung in der Zusendung derselben stattfindet.

Der bisherige Abonnementspreis von 5 Thlr. für den Jahrgang musste im Vergleich zu dem, was die Zeitung an Original-Arbeiten, Abbildungen etc. bietet, längst als ein zu niedriger angesehen werden, so dass die geehrten Abonnenten der Zeitung es nicht ungerechtfertigt finden werden, wenn die Verlagshandlung denselben vom nächsten Jahre an auf 6 Thlr. erhöht. **Dagegen fällt die Verpflichtung zur Abnahme des ganzen Jahrgangs weg und man abonniert vierteljährig mit 1 Thlr. 15 Ngr.**

Leipzig, den 1. December 1864.

Arthur Felix.

Ueber die in Freiburger Revier üblichen Schiessmethoden und die dabei verwendeten Gezähe und Materialien.

Vom

Berggeschwornen **Richter** in Freiberg.

(Schluss von S. 423.)

Die Rindsdärme werden trocken und zu einem Preise von 8—10 Pf. pro Lachter oder 2,8 Pf. pro Elle angeliefert.

Die Bickford'sche Zündschnur kann in zwei verschiedenen Qualitäten bezogen werden. Die eine Qualität, die sogenannte weisse, kostet pro Elle 2 Pf., die andere, die schwarze, die Elle 4 Pf., weil die weisse Zündschnur sehr leicht Nässe anzieht, so kann sie nur bei trocknen Betrieben benutzt werden, wogegen die bessere Sorte überall gebraucht werden kann und ihrem Zwecke auch gemeinlich vollkommen entspricht. Erst in neuester Zeit sind einige Fälle vorgekommen, wo der Theer, mit welchem die bessere Sorte getränkt ist, hin und wieder auch bis in die Pulverröhre eingedrungen gewesen ist und auf diese Weise eine Unterbrechung in dem schnelleren Fortbrennen des Pulvers

herbeigeführt hat, welcher Uebelstand schon zweimal Verunglückungen nach sich gezogen hat. Es muss daher allemal erst ein Stück von jeder Schnur auf seine Tüchtigkeit geprüft werden, ehe dieselbe dem Gebrauche übergeben wird.

Das Patronen- oder Hülsenpapier muss geleimt sein, damit ein Fortglimmen möglichst vermieden wird. Von solchem Papier kostet der Centner ca. 5 Thlr. und werden daraus gewöhnlich von invaliden Bergarbeitern die Patronen verfertigt, wofür dieselben pro Schock 10 Pf. erhalten. Ein Schock Patronen incl. Papier wird aber von einer Grube an die andere für 1 Ngr. 3 Pf. abgelassen.

Die Schilfröhren werden wiederum von bergfertigen Arbeitern aus dem angelieferten und mit 5 bis 6 Pf. pro Pfund zu beziehenden Teichschilfe ausgeschnitten, wofür ihnen pro Schock 5 Pf. bezahlt wird. Es werden hierzu nur die stärkeren Stängel benutzt, wohingegen die schwächeren Stängel und die Enden zu Zündern verwendet werden. Für das Ausschneiden und Füllen eines Schocks solcher Schilfszänder mit eingerührtem hochschlägigen und für 18¹/₂ Thlr. pro Centner zu beziehenden sogenannten Zünderpulver kommt im Durchschnitt ein Preis von 8 Pf. in Ansatz.

Die jetzt immer allgemeinere Anwendung findenden Strohzünder werden aus stärkerem Weizenstroh ausgeschnitten und für den Preis von 4 Pf. pro Schock angeliefert. Die Füllung mit Zündpulver geschieht aber auf den Gruben und wird für letztere Arbeit derselbe Lohnsatz gewährt, als bei den Schilfzündern. Die so gefüllten Zünder werden in den Huthäusern auf Herden sehr sorgfältig getrocknet, wogegen die Schilfröhrchen lieber an einem etwas feuchten Orte aufbewahrt werden, indem etwas feuchte Röhrchen weniger leicht aufspringen, als ganz trockene.

Das Moos oder Heu, oder vielmehr Grummet wird, wo es nicht selbst erzeugt werden kann, partienweise und möglichst trocken eingekauft und wird für den Centner $1\frac{1}{2}$ Thlr. bezahlt.

Alle die zuletzt genannten Schiessmaterialien, als nämlich Wolgern, Schwefelfaden, Rindsdarm, Bickford'sche Zündschnur, Patronen, Schilfröhrchen, Moos, Zünder und Inset zum Einsmieren der Schiessnadeln werden den Häuern allwöchentlich an einem bestimmten Tage in einer dem Bedürfniss entsprechenden Menge verabreicht und haben die Häuer diese Materialien entweder nur in einen einzigen, alsdann aber mit einem Unterschiede versehenen Korb oder auch in zwei verschiedene Körbe in der Weise einzulegen, dass in den einen Korb oder in den einen Unterschied, das Moos oder Heu, die Zünder, Zündschnur, Rindsdärme, Patronen und das Pulversäckchen, die Wolgern und die Schilfröhrchen aber in den anderen Korb, resp. in die andere Abtheilung der Körbe kommen, während der in Schwefelmänner zerschnittene Schwefelfaden in der von jedem Häuer zu tragenden Ledertasche und das Inset in der Blende untergebracht wird. Die so angefüllten Körbe werden schliesslich in der Grube an einem möglichst trocknen Orte aufgehangen. Damit die Zünder aber bei längerem Liegen in der Grube nicht feucht werden, sind dieselben in besonderen blechernen Büchsen aufzubewahren, welche letztere die Häuer täglich mit nach Hause nehmen und des anderen Tages wieder mit zur Stelle bringen.

Das Wegthun der Bohrlöcher zerfällt wieder in das Anstecken und Beräumen der Löcher.

Das Anstecken der besetzten Löcher erfolgt nach Beseitigung aller Hindernisse, welche der Flucht des Häuers sich irgendwie hemmend entgegenstellen könnten, durch das sehr vorsichtig auszuführende Anbrennen des von dem Zünder winkelrecht abstehenden Schwefelmanns mittelst eines Wachslights. In Ermangelung dessen wird auch öfters ein zweiter Schwefelmann genommen. Nicht aber ist es gestattet, gleich mit der Lampe das Loch anzubrennen, indem mehrfach schon Fälle vorgekommen sind, wo durch das Wiedereinstecken der Lampe in die Blende, die Lampe verlöscht und dadurch der Häuer in seiner Retirade aufgehalten worden ist, so dass er den bestimmten Zufluchtsort vor dem Losgehen des Loches nicht mehr hat erreichen können und durch die nachgeschleuderten Wände getroffen und mehr oder minder beschädigt worden ist.

In einzelnen Fällen, wo die Löcher mit Zündschnur besetzt sind und wo der Zufluchtsort ein sehr naher ist, kommt es auch vor, dass das Anbrennen der Schnur sofort und ohne Anwendung eines an die Schnur angehängten Schwefelmanns erfolgt. In diesen Fällen

muss aber die Schnur etwas aufgeschlitzt und das darin enthaltene Pulver etwas blossgelegt sein, überdies aber auch noch ein gutes Stück über die Mündung des Loches herausragen, so dass der Häuer bei dem ziemlich langsam vor sich gehenden Ausbrennen der Zündschnur noch Zeit genug behält, um bis an den bestimmten sicheren Ort zu gelangen. Zu dem unmittelbaren Anbrennen der Schnur bedient man sich aber weniger des hellen, sondern mehr des durch in Brand gesetzten Schwamm erzeugten glimmenden Feuers, da die Erfahrung gelehrt hat, dass Pulver durch helles Feuer weniger leicht entzündet wird, als durch Kohlenfeuer. Der Häuer wendet diese Art des Anbrennens viel lieber an, als das mittelbare Anbrennen des Lochs durch den Schwefelmann, weil dadurch das dann und wann vorkommende wirkungslose Abbrennen des Schwefelmanns vermieden und er so der Mühe überhoben wird, das Anbrennen noch einmal vorzunehmen. Ein solches Anbrennen kann aber nur unter günstigen Umständen und bei erfahrenen und anerkannt vorsichtigen Häuern gebilligt werden, eben so wie auch das gleichzeitige Anbrennen mehrerer mit Zündschnur besetzter Löcher nur unter gewissen Voraussetzungen zuzulassen ist. Dieses Zusammenanbrennen kann nur in Abteufen und weiten Bauen, wo mehrere Löcher in ganz geringen Entfernungen von einander gebohrt worden sind, erfolgen und werden zu dem Behufe die aus den verschiedenen Löchern hervorragenden Enden der Zündschnur zusammengebunden und in Gemeinschaft angebrannt. Es hat diese Manipulation den Vortheil für sich, dass erstens mehrere Löcher zusammen angesteckt werden können und also die öftere und mitunter durch dichten Pulverdampf und herumliegende Berge gefährlich werdende Arbeit des Ansteckens erspart oder doch wenigstens beschränkt, und dass zweitens auch ein mehreres Zusammenwirken der Löcher und also eine grössere Leistung erzielt wird.

Aus letzterer Rücksicht, nämlich um das Anstecken der Löcher zu erleichtern und ungefährlicher zu machen, so wie um durch das gleichzeitige Losgehen mehrerer Löcher eine grössere Wirkung herbeizuführen, sind in neuester Zeit zwei Versuche mit der Entzündung der Bohrlöcher in der Grube durch den elektrischen Funken angestellt worden. Man bediente sich hierzu einer ganz einfachen Elektrirmaschine, von welcher aus ein von den Streckenulmen durch eingetriebene hölzerne Pflöcke abgehaltene und so isolirter Kupferdraht bis an das unterste der besetzten Löcher gezogen wurde. Die Löcher selbst waren mit Schilfzündern, welche mit in Spiritus eingemachtem feinen Pulver gefüllt waren, besetzt, und befand sich an deren oberen Enden ein inwendig hohles und mit einem, aus einer gleichen Mischung von Schwefelantimon und chloresurem Kali zusammengesetzten Knallpulver ausgefülltes Holzklötzchen, in das zu beiden Seiten zwei eiserne Stifte eingeschlagen waren, um die Verbindung der einzelnen Löcher miteinander durch daran zu befestigende schwache Kupfer- oder Eisendrähte zu vermitteln. Von dem letzten Loche aus wurde der Draht wieder bis zur Maschine zurückgeführt, oder auch gleich mit der Erde in Verbindung gebracht, welche dann die weitere Ueberführung des Funkens übernahm.

Diese Versuche haben nun ergeben, dass die An-

elektrischen Funkens zu Entladung von besetzten Bohrlöchern in der Grube wenigstens in der vorgedachten Weise viel zu kostspielig, zeitraubend und störend für den Betrieb ist, als dass damit ein Vortheil erreicht werden könnte. Denn mit dem Aufstellen und Anwärmen der Maschine, mit dem Ziehen und Isoliren der Hauptdrähte und mit dem Aufstecken und Verbinden der Zünder unter einander und mit dem Hauptdrahte vergeht schon so viele Zeit, dass selbst, wenn alle Löcher zugleich kommen, noch kein Gewinn herauspringt. Da indessen bei den einzelnen Versuchen nur sehr selten alle Löcher zugleich entladen werden konnten, und in der Regel eine zwei- und mehrmalige Wiederholung des Verfahrens stattfinden musste, ja sogar mehrere Löcher gar nicht mit dem Funken wegzubringen waren, und auf gewöhnliche Weise geholt werden mussten, so schwindet der aller-

dings in der geringeren Gefährlichkeit bei dem Anstecken und in der nicht ganz wegzuleugnenden und durch das Zusammenwirken, wenn auch nur einzelner Löcher hervorgebrachten grösseren Leistung derselben liegende Vortheil dieser Methode des Ansteckens gänzlich zusammen und schlägt vielmehr in einen nicht unerheblichen Nachtheil um, weshalb denn auch von Vornahme weiterer Versuche abgesehen worden ist.

Das Beräumen der Bohrlöcher geschieht in dem Falle, dass nur einige lose Schalen noch an dem festen Gesteine hängen geblieben sind, mit dem blossen Fäustel, im anderen Falle aber und wenn die nicht herein- geworfenen, doch aber rege gewordenen Gesteinsstücken noch in ziemlich fester Verbindung mit dem Gesteine stehen, durch Schlägel und Eisen, oder durch das Eintreiben eines langen Böhrrers oder durch eine Brechstange.

Die Mansfelder Hüttenprozesse in ihrer Abweichung von den Ober- und Unterharzer Kupfer- und Silber- gewinnungsarbeiten.

Vom

Ingenieur **Albrecht von Groddeck,**

Docenten der Bergbaukunde an der Königl. Bergschule zu Clausthal.

(Fortsetzung von S. 357.)

Gerösteter Stein mit heisse Schwefelsäure enthaltender Lauge und heissem Wasser ausgelaugt und die Lauge über Kupferbarren geleitet.

1. Cementsilber,
zerrieben und mit Wasser gewaschen.

2. Tripplauge,
Silber- und Kupfervitriol ent-
haltend.

3. Lauge,
erwärmt mit SO_3 versetzt und
zum Auslaugen neuer Posten
verwendet.

2. Cementsilber,
abwechselnd mit reinem und
 SO_3 -haltigem HO ausgelaugt.

Kupfergranalien,
zum Silberrausfällen
gebraucht.

3. Cementsilber,
wird getrocknet und fein-
gebrannt.

Waschwasser.
Silber- und Kupfervitriol ent-
haltend, wird über Kupfer ge-
leitet.

über Kupfer geleitet
wie die Waschwasser.

4. Cementsilber
wie 3.

Kupfervitriol-
lauge
über altes Eisen geleitet.

Die beim Transport über-
laufende Lauge wird über
altes Fe geleitet, wie die
Kupfervitriollauge.

Cementkupfer
zum einen Theile zum
Schwarzkupferschmelzen,
zum anderen Theile zum
Silberfällen.

Eisenvitriol
ins Freie
geleitet.

Der Auslauge-Apparat. Die verschiedenen Theile des Apparates liegen am zweckmässigsten terrassenförmig übereinander. Am höchsten — auf dem Boden des Gebäudes — befindet sich das Wasser- und Lauge-reservoir. Tiefer — im ersten Stock, — liegen die Auslaugebottiche, der Klärungskasten und darunter der Silberfällungs- und Waschapparat. Die abfließenden Waschwasser, die Tripplauge und die beim Transport verspritzte Lauge werden in das Souterrain geleitet und hier entsilbert und entkupfert. Zum Heben der

bereits gebrauchten Lauge in das am höchsten gelegene Lauge-reservoir ist eine kleine Dampfmaschine aufgestellt.

Das Wasserreservoir. Das Wasserreservoir, ein bleiernes Bassin von 71 Cubikfuss Inhalt, wird durch eine Röhrentour aus zwei höher gelegenen hölzernen Bottichen gespeist, in welche das Wasser durch die Gebläsemaschine für die Schwarzkupferöfen direkt aus der Radstube gehoben wird. — Dieses Reservoir wird durch die abziehenden Dämpfe von 3 Röstöfen geheizt. Ausserdem kann man noch Wasserdämpfe aus dem

Dampfkessel, welcher die Hebepumpe für die Lauge betreibt, hineinleiten. Durch diese Mittel auf ca. 70 bis 75°C. erwärmt, fließt das Wasser durch bleierne, mit Werg umwickelte Röhren nach den Auslauebottichen.

Aus demselben Reservoir führt eine Röhrentour warmes Wasser nach den Silberwaschbottichen.

Die Laugereservoirs. Die Laugereservoirs sind zwei hölzerne mit Bleiplatten ausgeschlagene Kästen von je 80 Cubikfuß Inhalt. In dieselben wird die bereits gebrauchte Lauge durch oben genannte Dampfpumpe gehoben und dort durch vom Dampfkessel hineingeleitete Dämpfe auf 70–75°C. erwärmt.

Zum Ansäuern der Lauge stehen auf dem Rande der Kästen Eimer mit verdünnter roher Schwefelsäure, aus welchen letztere durch Hähne tropfenweise in die Lauge fällt. Ferner stehen daselbst Eimer, in welchen die aus den Röstöfen kommenden Herdansätze mit Wasser begossen werden. Die dadurch erzeugte, ebenfalls etwas saure Flüssigkeit fließt auch tropfenweise zur Lauge. Letztere gelangt, so erwärmt und angesäuert, durch ebenfalls mit Werg umwickelte Bleiröhren zu den Auslauebottichen herunter.

Die Auslauebottiche. Zehn Auslauebottiche stehen in einer Reihe nebeneinander und werden vermittelst Hähnen aus den über ihnen hinlaufenden Röhren mit Wasser, resp. Lauge gespeist. Sie sind aus 1½ bis 2zölligen Dauben gefertigt und mit 3 eisernen Reifen beschlagen. Ihre Tiefe ist 24 Zoll, ihr lichter Durchmesser 26 Zoll. Um ein ungehindertes, gleichmässiges, möglichst klares Abfließen der Lauge zu ermöglichen, befindet sich über dem Boden eines jeden Bottichs noch ein zweiter sogenannter „falscher Boden“, der mit Löchern versehen ist und auf ¼ Zoll hohen Flüssen oder Leisten auf dem unteren Boden steht. Die Löcher am falschen Boden sind ¾ Zoll weit und stehen 1⅞ Zoll von einander ab.

Um das Durchfallen des Mehls durch diese Löcher zu verhindern, liegt auf dem falschen Boden ein mit Leinwand überspanntes Korbgeflecht. Unter dieser Filtrirvorrichtung, dicht über dem unteren Boden, sitzt ein hölzerner Hahn, aus welchem die Lauge in den Klärungskasten abfließt.

Jeder Bottich fasst eine Röstpost = 6 Ctr. geröstetes Kupfersteinnmehl mit den Zuschlägen.

Der Klärungskasten. Der Klärungskasten, aus 2½ zölligen Bohlen hergestellt, ist 30 F. lang, 1½ F. breit und 1½ F. hoch.

Die aus den verschiedenen Bottichen direkt abfließende Lauge vermengt sich in demselben. Der Klärungskasten ist in seiner Längenrichtung durch eine Scheidewand (die oben zwei halbkreisförmige Einschnitte hat) in zwei Abtheilungen getheilt. In der den Auslauebottichen zunächst liegenden Abtheilung setzen sich die mechanisch mitgerissenen Mehltheilchen aus der Lauge nieder, letztere — so geklärt — fließt durch die halbkreisförmigen Einschnitte der Scheidewand in die andere Abtheilung.

Der Silberfällapparat. Der Silberfällapparat besteht aus zwei terrassenförmig übereinander stehenden Reihen von Fällbottichen, zwischen denen sich ein mit Blei ausgeschlagener Sammelkasten (30 F. lang, 15 Z. breit und 6 Zoll hoch) befindet, welcher die Anzahl

der in der oberen Reihe stehenden Bottiche ~~von~~ von der in der unteren Reihe befindlichen macht. In der oberen Reihe stehen 10, in der unteren 8 Fällbottiche.

Dieselben sind eben so eingerichtet, wie die Lauebottiche, nur kleiner (20 Z. tief bei 21 Z. lichtigem Durchmesser). Jeder Silberfällbottich ist mit 3,1 Ctr. Kupfer gefüllt. Eben so liegt auch in dem Sammelkasten Kupfer. Die untere Reihe der Bottiche dient nur zur Sicherheit, damit kein Ag mit der Lauge fortgeht.

Aus diesen Bottichen fließt letztere durch eine Rinne in das sogenannte Pumpenbassin.

Die bis jetzt beschriebenen Bottiche und Kästen stehen in 5 Stufen übereinander. Damit keine Lauge verloren geht, befindet sich unter ihnen ein beinahe horizontal liegender, mit Bleiplatten belegter Boden. Derselbe hat nach einer Oeffnung hin Fall, durch welche die abtropfende Lauge (Tripplauge) in das Souterrain gelangt.

Der Silberwaschapparat. Der Silberwaschapparat besteht: 1) in einem gewöhnlichen Sammelbottich; 2) in dem Anreibebottich, in welchem das Cementsilber in kleinen Partien mit einer hölzernen Keule gerieben wird; 3) in einem gewöhnlichen Waschbottich und 4) in 9 Waschbottichen mit Steigeröhren.

Diese sämtlichen Bottiche stehen auf einem gemeinschaftlichen, mit Blei bekleideten Untersatz und werden durch zwei über ihnen hinlaufende Röhren mit warmem und kaltem Wasser versorgt.

Die Waschbottiche sind eben so eingerichtet, wie die Silberfällbottiche. — Jeder hat jedoch noch eine, an der innern Wand vom untern Boden aufsteigende hölzerne Röhre, in welcher die durch das Filter gegangene Flüssigkeit emporsteigt und durch einen in ⅔ der Höhe des Bottichs angebrachten Hahn abfließen kann. Diese Einrichtung verhindert, dass die aus dem Bottich fließende Flüssigkeit feine Silberblättchen mechanisch mit fortreisst. Die Waschwasser, welche aus jenen oberen Hähnen in eine gemeinschaftliche Bleirinne fließen, werden der Sicherheit halber noch in zwei kleine mit Kupfer gefüllte Waschbottiche (16 Z. tief und 16 Z. weit) geleitet. Hier schlagen sie das meiste Silber nieder und werden dann gemeinschaftlich mit den, aus den unteren Hähnen der Waschbottiche abgelassenen Wassern durch ein Bleirohr in das Souterrain geleitet.

Apparate zur Verarbeitung der Tripplauge und der Waschwasser etc. Auf einer gemeinschaftlichen mit Bleiplatten bedeckten Unterlage stehen im Souterrain zwei Reihen von je 3 Bottichen übereinander. Letztere (16 Z. tief und 16 Z. weit) haben die bekannte Filtrirvorrichtung und sind mit Kupfer gefüllt. Ein Paar dieser Bottiche hat grössere Dimensionen und empfängt die Tripplauge. Die beiden anderen Paare von kleineren Dimensionen dienen dagegen zur Verarbeitung der Waschwasser, die übrigens erst in einen Sammelkasten gelangen.

Die aus den unteren Bottichen abfließenden Wasser sind silberfrei. Sie gelangen in einen Sammelkasten und von da in ein System von Bottichen, die mit altem Eisen gefüllt sind. Die Bottiche haben Filtrirvorrichtungen und Steigeröhren. Aus den unteren Bottichen

friesst die nur Eisenvitriol enthaltende Flüssigkeit ins Freie.

Pumpenvorrichtung. Das Pumpenbassin liegt im Souterrain und ist eben so beschaffen, wie das Laugreservoir. Eine $\frac{3}{4}$ pferdekräftige Dampfmaschine hebt die Lauge aus ersterem in letzteres. Das Pumpenrohr besteht aus Blei, der Kolben aus Holz.

Der Betrieb. — Das Auslaugen. Zwischen das mit Leinwand überspannte Korbgeflecht und die Seitenwände des Auslaugebottichs wird ein Wergzopf fest eingedrückt, um beim Laugen das Durchlaufen des Röstmehl zu verhindern. Vom letzteren wird jedesmal eine Röstpost in den Bottich gethan und dann so lange heisses Wasser darüber geleitet, bis die ganze Masse davon durchsogen ist und dasselbe aus dem unteren, stets offen stehenden Hahne auszufließen beginnt. Die Quantität des so einfließenden Wassers beträgt ca. 3—4 Cubikfuss und ersetzt gerade die oben schon näher bezeichneten Wasserverluste.

Darnach wird heisse Lauge aufgelassen, welcher im Laugebassin so viel Schwefelsäure zugesetzt ist, dass auf jede Post ca. $\frac{1}{2}$ Pfd. kommt. In ca. $1\frac{3}{4}$ bis 2 Stunden ist eine Post ausgelaut, wobei ausser dem oben bezeichneten Wasser noch ca. 8—9 Cubikfuss Lauge von 8—10°B. verbraucht sind. Das Ende der Auslaugung zeigt eine von der unten ausfließenden Flüssigkeit genommene Probe an, die mit Kochsalz keine Silberreaktion geben darf.

Um das möglichst vollständige Abfließen der Lauge zu befördern, stösst man mit einem flachen Holz Lächer in die ausgelautete Masse. Beim Entleeren des Bottichs (mit einer kupfernen Schaufel) nimmt man Proben von oben, aus der Mitte und von unten. Die ausgelautete Masse bleibt in einem benachbarten Raume so lange liegen, bis die Proben über den Silbergehalt entschieden haben. Ist letzterer geringer als 1 Loth im Centner, so kommt sie zum Schwarzkupferschmelzen.

Der entleerte Bottich wird sofort wieder beschickt und dabei der Wergzopf und die Leinwand erneuert. Von den 10 vorhandenen Bottichen sind gewöhnlich 6 zum Laugen des Röstmehl und 1 für die Knoten im Betriebe.

Die Silberfällung. Die auf das Kupfer fallende Lauge legt sich immer frische Flächen bloss, indem sie die gefällten Silbertheilchen zur Seite spült. Die so zum Theil schon entsilberte Lauge fliesst von den obersten flachliegenden Kupferbarren auf die darunter befindlichen, auf die hohe Kante gestellten, läuft an denselben herunter und trifft dann, ehe sie durch das Filter gelangt, eine 1 Zoll hohe Schicht Kupfergranalien, in der sie längere Zeit aufgehalten wird.

Das niedergeschlagene Silber wird täglich Morgens 5 Uhr entfernt, indem man die aufliegende Silbermasse mit einem hölzernen Schäufelchen abhebt. Die Kupferbarren werden mit ledernen Handschuhen abgestrichen. Sämmtliches Cementsilber schüttet man in den Sammelbottich. Die Kupfergranalien wäscht man in demselben ab, um die grössten derselben sofort abzuscheiden. Nach Entfernung des Silbers wird der Bottich sofort in oben angedeuteter Weise mit Kupfer gefüllt (mit 15—20 Kupferbarren = 2—2 $\frac{1}{2}$ Ctr.)

Alle acht Tage wird das Filter erneuert. In den unteren Silberfällbottichen setzt sich sehr viel Gyps

krystallinisch ab. Er wird alle 14 Tage entfernt und mit den Abgängen auf Stein verschmolzen.

Das Waschen des Cementsilbers. Das Anreiben des Cementsilbers hat den Zweck:

1) die Kupfergranalien vom Silber vollständig zu lösen und

2) den eingeschlossenen Gyps feinzureiben und dadurch löslich zu machen.

Das angeriebene Silber wird in eine irdene Schüssel gebracht und diese im Waschbottich unter Wasser, etwas geneigt, kreisförmig bewegt. Die feinen Silberblättchen heben sich und werden aus der Schüssel gespült, die Kupfergranalien bleiben zurück.

Schon im Waschbottich wird ein beträchtlicher Theil des Gypses gelöst. Das nachfolgende Waschen hat zum Zweck:

1) den Gyps vollständig zu entfernen,

2) das dem Cementsilber beigemengte Kupfer, resp. Kupferoxyd zu lösen.

Zu diesem Ende wird das Cementsilber in den 9 Waschbottichen mit Steigeröhrchen während 6 bis 7 Tagen systematisch mit heissem, schwefelsäurehaltigem Wasser ausgelaut.

Nach dem Waschen muss die Probe eine Feine von 860—870 in 1000 Theilen zeigen. Sobald diese Feine erreicht, lässt man noch einige Zeit reines Wasser durch den oberen Hahn abfließen, dann wird durch den unteren Hahn alles Wasser abgelassen, das Silber mit den Händen ausgedrückt und zu faustgrossen Batzen geformt. Diese werden auf eine Blechpfanne gelegt und in einem besonderen Ofen getrocknet, so dass sie nur ca. 2 Proc. Wasser enthalten.

Die Kupferfällung. Das alte Eisen wird jedes Vierteljahr von dem niedergeschlagenen Kupfer befreit. Dasselbe ist grobkörnig krystallinisch, weil die anfangs das Eisen bedeckende Kupferschicht die Wirkung des galvanischen Stromes schwächt. Dies körnige Gefüge ist erwünscht. Durch wiederholtes Decantiren und Waschen wird das Cementkupfer in ein doppeltes Korn getheilt, wovon das röschere zum Silberfällen benutzt wird, da es fast rein ist; das feinere dagegen, welches basische Eisensalze, Zn, Co, Ni und Pb enthält, kommt zum Schwarzkupferschmelzen.

Zeit und Materialverbrauch. In 12 Stunden werden ca. 12—14 Pfd. Silber dargestellt. Unter dem Dampfkessel werden in 24 Stunden 8 Tonnen Braunkohlen verbraucht. Zum Trocknen von 100 Pfd. Cementsilber sind 22 Tonnen Braunkohlen nöthig. Zum Ansäuern der Lauge werden pro Post $\frac{1}{2}$ Pfd. SO_3 und zum Auswaschen des Cementsilbers pro Centner $\frac{1}{2}$ Pfd. SO_3 verbraucht, überhaupt à 100 Ctr. Stein 20 Pfd.

Belegschaft. In der Laugerei sind pro Schicht 5 Mann beschäftigt. Der erste hat die Aufsicht und muss das Abstreichen des Cementsilbers besorgen, zwei Mann reiben und waschen das Silber, zwei Mann sind an dem Auslaugebottich beschäftigt. Alle stehen im Schichtlohn und nehmen ausser den Silberreibern an der Silberprämie Theil.

(Fortsetzung folgt.)

Produktion Württemberg's in 1862.

Erzeugnisse.	Anzahl der Werke.	Pro- duktion. Zolltr.	Werth. Thlr.	Ar- beiter.
I. Gruben.				
Eisenerze	17	640,542	90,881	426
Vitriolerze	1	1,500	286	2
Summe I.	18	642,042	91,167	428
II. Hütten.				
Roheisen in Gängen und Masseln	6	124,863	246,047	113
Rohstahleisen	1	2,829	8,399	—
Gusswaaren aus Erzen .	4	78,205	318,182	290
Gusswaaren aus Roheisen				
Stabeisen und gewalztes Eisen	4	48,730	220,909	205
Stahl	17	170,364	973,815	482
Alaun	4	8,372	61,713	26
Kupfervitriol	1	40	137	1
Eisenvitriol	1	50	286	1
Summe II.	—	200	377	—
Summe II.	38	433,653	1,829,865	1118
III. Salinen.				
Steinsalz	2	493,579	231,338	175
Kochsalz	6	376,992	623,082	197
Schwarzes u. gelbes Salz	—	8,917	12,738	3
Düngegyps	1	78,054	8,637	31
Summe III.	9	957,542	875,795	406
Hauptsumme	65	2,033,237	2,796,827	1952

Produktion Baden's in 1862.

Erzeugnisse.	Anzahl der Werke.	Pro- duktion. Zolltr.	Werth. Thlr.	Ar- beiter.
I. Gruben.				
Steinkohlen	3	187,519	36,841	153
Eisenerze	77	274,042	70,142	381
Bleierze	2	2,696	19,831	160
Zinkerze	2	59,000	7,619	28
Arsenikerze	1	1,841	1,269	19
Manganerze	3	689	662	6
Flussspath	3	11,021	834	7
Summe I.	91	536,808	137,198	754
II. Hütten.				
Roheisen in Gängen und Masseln	5	68,209	170,163	48
Gusswaaren aus Erzen .	6	32,517	114,490	148
Gusswaaren aus Roheisen	13	52,099	209,729	256
Stabeisen und gewalztes Eisen	21	88,041	453,121	339
Eisenblech	2	7,239	44,535	35
Eisendraht	4	20,800	161,428	248
Silber	1	551,172fd.	16,384	9
Glätte	1	1,130	7,426	—
Summe II.	53	270,041	1,177,276	1083
III. Salinen.				
Kochsalz	2	372,851	355,097	155
Schwarzes u. gelbes Salz	—	17,270	16,447	—
Düngegyps	—	5,531	343	—
Summe III.	2	395,652	371,887	155
Hauptsumme	146	1,202,501	1,686,361	1992

Produktion des Kurfürstenthums Hessen in 1862.

Erzeugnisse.	Anzahl der Werke.	Pro- duktion. Zolltr.	Werth. Thlr.	Ar- beiter- zahl.
I. Gruben.				
Steinkohlen	1	2,833,239	415,888	1250
Braunkohlen	26	2,524,660	173,824	1332
Eisenerze	21	341,154	44,149	310
Kupfererze	1	65,089	19,615	196
Kobalterze	2	709	27,629	126
Manganerze	4	1,977	995	10
Vitriolerze	1	25,690	5,296	46
Summa I.	1	1,466	172	3
Summa I.	57	5,793,984	687,568	3273
II. Hütten.				
Roheisen in Gängen . .	10	104,910	154,472	239
Rohstahleisen	—	39,235	71,774	—
Gusswaaren aus Erzen .	—	21,526	87,582	117
Gusswaaren aus Roheisen	—	1,835	4,471	—
Stabeisen und gewalztes Eisen	24	30,572	133,424	172
Eisendraht	7	800	5,340	19
Stahl	7	7,507	41,607	24
Gaarkupfer	1	1,629	35,180	32
Verarbeitetes Kupfer . .	1	1,891	71,468	17
Messing	1	707	24,275	17
Blaufarbenwerkspprodukte	1	3,695	35,351	60
Nickel	—	201	10,060	—
Summe II.	52	214,508	675,004	697
III. Salinen.				
Kochsalz	3	194,190	295,612	331
Schwarzes und gelbes Salz	—	9,262	7,187	—
Düngegyps	—	579	108	—
Summe III.	3	204,031	302,907	331
Hauptsumme	112	6,212,523	1,665,479	4301

Produktion des Grossherzogthums Hessen in 1862.

Erzeugnisse.	Anzahl der Werke.	Pro- duktion. Zolltr.	Werth. Thlr.	Ar- beiter- zahl.
I. Gruben.				
Braunkohlen	8	639,371	68,957	316
Eisenerze	38	590,594	44,767	467
Bleierze	2	2,625	7,580	21
Kupfererze	2	30,000	5,714	60
Manganerze	2	38,440	45,462	51
Graphit	1	2,000	572	4
Summe I.	53	1,333,030	173,052	919
II. Hütten.				
Roheisen in Gängen und Masseln	6	96,671	143,199	61
Gusswaaren aus Erzen .	4	43,023	128,843	250
Gusswaaren aus Roheisen	8	28,853	129,389	221
Stabeisen und gewalztes Eisen	17	45,656	199,727	128
Eisenblech	1	30	171	8
Eisendraht	1	2,300	15,200	12
Gaarkupfer	1	205	6,487	7
Verarbeitetes Kupfer . .	—	—	—	—
Nickel	1	338	19,314	12
Summe II.	39	217,076	642,330	699

Erzeugnisse.	Anzahl der Werke.	Pro- duktion. Zollctr.	Werth. Thlr.	Ar- beiter.
III. Salinen.				
Kochsalz.	3	247,348	95,413	161
Schwarzes und gelbes Salz	—	9,104	2,621	—
Düngegyps	—	—	—	—
Summe III.	3	256,452	98,034	161
Hauptsumme	95	1,806,558	913,416	1779

Produktion der kleineren Zollvereinsstaaten in 1862.

	Werke.	Pro- duktion. Zollctr.	Werth. Thlr.	Ar- beiter.
Oldenburg	8	196,490	643,900	891
Anhalt-Dessau-Köthen . .	11	4,193,673	218,091	515
Anhalt-Bernburg	18	2,812,211	356,139	129
Lippe	1	23,803	18,167	24
Waldeck und Pyrmont . .	10	27,421	40,821	84
Sachsen-Weimar-Eisenach	12	34,280	41,408	53
Sachsen-Meiningen	23	689,757	332,356	536
Sachsen-Altenburg	90	2,996,084	136,902	777
Sachsen-Coburg-Gotha . .	88	99,375	93,534	398
Reuss, j. L.	42	265,888	127,352	469
Reuss-Greiz	8	21,384	22,282	51
Schwarzburg-Rudolstadt .	35	300,304	81,152	239
Schwarzburg-Sonders- hausen	32	160,336	73,165	330

Parry's Roheisenraffiniröfen (Weisöfen) mit Steinkohlenfeuerung und Wasserdampzuführung.

Der Ofen hat die Gestalt eines Flammofens mit tief gelegenem Herd, so dass Feuer- und Fuchsbrücke verhältnissmässig hoch sind. Das Herdgewölbe hat eine Einsenkung nach dem Herde zu, so dass die über die Feuerbrücke tretende Flamme fast senkrecht auf das zu feinnende Roheisen niedergedrückt wird. Feuerbrücke, Fuchsbrücke und Herdgewölbe sind durch Wasserbehälter gekühlt. Gleich hinter der Feuerbrücke tritt der in der 50 F. hohen Esse von 2 F. Qu. in einer Schlangenhöhre überhitzte Wasserdampf von 260 bis

315°C. durch eine $\frac{3}{8}$ zöllige Düse mit 10 Pfd. Druck per Quadratzoll unter Stechen in den Herd. Durch einen ringförmigen Raum um diese Düse strömt atmosphärische Luft ein, welche sich mit dem Wasserdampf mischt, bevor derselbe das Roheisen trifft. Die Düsen spitze reicht bis etwa 2—3 Z. vor das innere Ende des $1\frac{1}{8}$ Zoll weiten Formmaules. Etwas neben der Wasserdampföförm liegt eine gewöhnliche Wasserform bei 1— $1\frac{1}{8}$ Z. Düsendurchmesser zur Windzuführung und zwischen beiden an der entgegengesetzten Seite eine zweite Form für Gebläseluft. Der Dampf strömt somit am heissesten Theile des Herdes, gleich hinter der Feuerbrücke zu, so dass seine abkühlende Wirkung auf das Roheisen neutralisirt wird. Je mehr Dampf eingeblasen wird, um so stärker und vollkommener wird das Eisen gefeint und richtet sich die Quantität desselben nach der Qualität der angewandten Eisensorte. Auch wird die feinnende Wirkung stärker durch Vermischung von Luft und Dampf, als bei gewöhnlicher Dampzuführung.

Soll der Prozess beginnen, so bringt man 2 bis 3 Ctr. Puddelschlacke auf die Herdsohle, wärmt dieselbe (aber nicht bis zum Fluss) an, sticht 30—40 Ctr. Roheisen aus einem nahe gelegenen Hohofen in den Herd ab, lässt das Gebläse an und, sobald die Temperatur rasch zuzunehmen beginnt, auch den Dampf, und zwar so lange, als das Eisen hinreichend dünnflüssig und heiss genug bleibt. Beim Dickflüssigwerden ist der Dampf abzusperren. Derselbe übt auch eine vortheilhafte Wirkung auf die Schlacke, welche sich dadurch besser im Hohofen verschmelzen lässt. Das Eisen wird in gewöhnlicher Weise durch einen Stich in Formen abgestochen, sobald es hinreichend gefeint ist, was der Arbeiter an einer Probe ersieht, die mittelst eines Rengels durch eine Oeffnung in der Arbeitstür geholt wird.

Während bei der gewöhnlichen Raffinirmethode auf 1 Tonne Roheisen 6—8 Ctr. Cokes gehen, braucht man nach Parry's Verfahren nur 2— $2\frac{1}{2}$ Ctr. Steinkohlen. Am besten eignet sich stark halbirtes und leichtflüssiges Weisseseisen für den Prozess. Zu beiden Seiten der gemeinschaftlichen Esse steht ein Ofen, damit, wenn der eine ausgebessert wird, der andere in Betrieb genommen werden kann.

(Im Auszuge aus Dingl. Journ., Bd. 174, S. 32 nach Mechanics Magazine.)

Besprechungen.

Les eaux minérales considérées dans leurs rapports avec la chimie et la géologie par Henri Lecoq. Professeur à la faculté des sciences de Clermont, correspondant etc. Paris, J. Rothschild, Editeur. 1864.

Diese schön ausgestattete Schrift liefert in einer ausführlichen, 463 Seiten umfassenden Monographie über die Mineralwässer einen Beitrag zur neueren Geologie. Sie führt den Leser ein in die geheimnissvollen Werkstätten der Natur, lehrt die chemischen Vorgänge kennen, welche bei Bildung der Mineralwässer stattfinden und weist die energischen Wirkungen nach, welche dieselben auf die Bildung der Erdkruste in den verschiedenen geologischen Epochen ausgeübt haben und auch

auf das organische Leben, welches im Schoosse der Erde sein Dasein erlangt, ausüben.

Die Aerzte dürften aus diesem Buche, wie die Vorrede verheisst, neue Kenntnisse schöpfen über die Mineralwässer, eins der am häufigsten und wirksamsten von ihnen verordneten Heilmittel; die Chemiker werden daraus erkennen dass der grösste Theil der Elemente aus dem Schoosse der Erde sich in den Wässern concentrirt hat und zwar oft in beträchtlicher Menge, und der Geologe erhält daraus die Ueberzeugung, dass die Mineralwässer das wichtigste Agens bei der Bildung aller kaligen und sonstigen chemischen Ablagerungen sind, dass sie bei Entwicklung des organischen Lebens und den Erscheinungen des Metamorphismus eine sehr wichtige Rolle spielen und das Studium der thätigen Quellen über die ersten Epochen unseres Erdalles viel Licht verbreitet.

Auf Grund einer grossen Anzahl angestellter eigener Unter-

suchungen hat der Verfasser versucht, die Ansichten der Neptunisten und Plutonisten in Einklang zu bringen; derselbe weist, nachdem von den Mineralwässern, ihrer Temperatur, ihrem Volumen u. s. w. im Allgemeinen die Rede gewesen, nach, wie die verschiedenen Elemente in der Erde vorkommen, welchen Antheil sie an der Bildung der Mineralwässer und der Erdkruste genommen, dann folgen ausführliche Angaben über die Veränderungen der Wässer hinsichtlich ihrer Temperatur, ihres Volums und ihrer Zusammensetzung, über die Wirkungen auf das sie durchdringende Gestein und ihren Antheil an der Bildung der Erzlagerstätten und dem Entstehen vulkanischer Erscheinungen, so wie endlich über ihren Ursprung. Am Schlusse folgt ein Resumé über die in den einzelnen Kapiteln ausgesprochenen Ideen.

Das Kupfer und seine Legirungen. Mit besonderer Berücksichtigung ihrer Anwendung in der Technik. Von Dr. Carl Bischoff. Mit in den Text gedruckten Holzschnitten. Berlin 1865. Verlag von Julius Springer.

Das Kupfer ist für die Technik eins der wichtigsten Metalle, wie dessen vielfache Anwendung im metallischen, legirten und gesäuerten Zustande zeigt. Seine Eigenschaften, welche namentlich auch auf die damit erzeugten Legirungen wesentlich influiren, sind noch nicht hinreichend gekannt und besonders über die Anfertigung der Kupferlegirungen lag bislang eine grosse Anzahl von Vorschriften nur ungesichtet in den verschiedensten Zeitschriften zerstreut vor.

Unter solchen Umständen war es gewiss ein sehr verdienstliches Unternehmen, das umfangreiche Material über diesen Gegenstand in wohl geordneter, compendiöser und doch hinreichend ausführlicher Weise zusammenzustellen und in der vorliegenden Monographie sowohl dem Theoretiker, als auch namentlich dem Praktiker einen werthvollen, sichern Rathgeber zu bieten. Als solcher wird die Schrift im Studirzimmer des Chemikers sowohl, als auch in chemischen Laboratorien und den Werkstätten des kupferverarbeitenden Technikers einen wohlverdienten Platz finden.

Mit guten Holzschnitten und sonst schön ausgestattet, enthält das Werk in seinem ersten Theile höchst interessante historische Mittheilungen über die Gewinnung und Verwendung des Kupfers im Alterthume; im zweiten Theile ist die Rede von den Eigenschaften des Kupfers, seinem Vorkommen, seiner hüttenmännischen Gewinnung, seiner quantitativen Bestimmung, seiner weitem mechanischen Verarbeitung zu Blech, Röhren und Draht und seiner Ueberziehung mit anderen Stoffen (Firnissen, Bronziren, Irisiren, Verzinnen, Versilbern, Vergolden, Vermessingen). Den dritten bis fünften Theil, die umfangreichste Partie, nehmen die Legirungen des Kupfers mit verschiedenen Metallen (Zink, Zinn, Arsen, Nickel, Silber, Gold, Platin, Antimon und Eisen) ein.

Bibliotheca rerum metallicarum. Verzeichniss der in Deutschland über Bergbau-, Hütten- und Salinenkunde und verwandte Zweige erschienenen Bücher, Karten und Ansichten. Nachtrag, den Zeitraum vom Juli 1856 bis Januar 1864 umfassend. Eisleben 1864. Druck und Verlag von G. Reichardt.

Wir weisen auf dieses, das Nachschlagen der betreffenden Literatur sehr erleichternde Schriftchen empfehlend hin. Die Literatur findet sich darin einmal nach den Wissenschaften, dann alphabetisch geordnet.

Eingegangene Schriften.

W. Fairbairn, On the Application of Cast and Wrought Iron to Building Purposes. Third Edition. London, Longmans.

Carrié, L'Abbé, Hydrosopographie et métallosopographie, ou l'art de découvrir les eaux souterraines et les gisements métallifères au moyen de l'électromagnétisme. Paris, Mallet-Bachelier.

Kuborn, Dr. H., Etude sur les maladies particulières aux ouvriers mineurs employés aux exploitations houillères en Belgique.

Rivière, Mines et usines des rives du Rhone. Paris, Dubuisson.



Im Verlage von G. D. Bädeker in Essen ist erschienen und durch alle Buchhandlungen zu beziehen:

Berg- und Hütten-Kalender

für das Jahr 1865. — Zehnter Jahrgang. — à 1 $\frac{1}{2}$ Thlr.

Für das Gebiet des französ. Bergrechts ist eine besondere **rheinische Ausgabe** dieses Kalenders zu demselben Preise erschienen.

Verlag von Friedrich Vieweg & Sohn in Braunschweig.
(Zu beziehen durch jede Buchhandlung.)

Ausführliches Handbuch

der

Eisenhüttenkunde,

Gewinnung des Roheisens und Darstellung des Schmiedeeisens und Stahls, in praktischer und theoretischer Beziehung, unter besonderer Berücksichtigung der englischen Verhältnisse

von

John Percy. M. D., F. R. S.,

Professor der Metallurgie an der Government School of mines zu London.

Bearbeitet

von

Dr. Hermann Wedding,

Königl. Preuss. Bergassessor und Dozenten der Hüttenkunde und Probirkunst an der Berg-Akademie zu Berlin.

In zwei Abtheilungen, mit gegen 250 in den Text eingedruckten Holzstichen.

Erste Abtheilung, erste Lieferung. gr. 8. geh. 16 Sgr.

Percy's Eisenhüttenkunde bildet den zweiten Band von

Percy's Metallurgie.

Uebersetzen von Dr. F. Knapp und Dr. H. Wedding.

Inhalt des ersten Bandes: Die Lehre von den metallurgischen Processen im Allgemeinen und den Schlacken, die Lehre von den Brennstoffen und den feuerfesten Materialien als Einleitung, und die Metallurgie des Kupfers, des Zinks und der Legirungen aus beiden.

Mit 180 in den Text eingedruckten Holzstichen. gr. 8. geh. Preis 3 Thlr.

BERG- UND HÜTTENMÄNNISCHE ZEITUNG

Redaction:

BRUNO KERL,

und

FRIEDRICH WIMMER,

Professor der Metallurgie

Berggeschworne

zu Clausthal.

Jährlich 52 Nummern mit vielen Beilagen, Tafeln und eingedruckten Holzschnitten. Abonnements-Preis vierteljährlich 1 Thlr. 15 Ngr. Zu beziehen durch alle Buchhandlungen und Postanstalten des In- und Auslandes. Original-Beiträge sind an Einen der Redacteurs franco einzusenden und werden halbjährig — auf Verlangen auch sofort nach Abdruck — entsprechend honorirt.

Inhalt: Geognostische Notizen über einige Alpinische Kupfererzlagertstätten. Von F. M. Stapff. (Schluss.) — Die Mansfelder Hüttenprozesse in ihrer Abweichung von den Ober- und Unterharzer Kupfer- und Silbergewinnungsarbeiten. Von Albrecht von Groddeck. (Fortsetzung.) — Aphorismen über Giessereibetrieb. Von E. F. Dürre. (Fortsetzung.) — Darstellung von Thallium aus den Unterharzer Zinkvitriolaugen. — Methode zur Ermittlung des Standes der Sohlen zweier Gegenörter mit Hülfe eines kräftigen Magnets. — Besprechung. — Inhaltsangaben. — Anzeige.

Geognostische Notizen über einige Alpinische Kupfererzlagertstätten.

Von

Dr. phil. F. M. Stapff,

z. Z. Lehrer an der Bergschule zu Fahlun.

(Mit Fig. 8—12 auf Taf. I.)

(Schluss v. S. 19.)

Die Mächtigkeit der Erzmittel ist höchstens 6 Klafter, im Mittel 1 bis 2 Klafter; sie besitzen im Allgemeinen die Form platter Linsen und keilen sich dem Fallen und Streichen nach zu sogenannten „Gangmeinungen“ aus. Ihre hauptsächlichste Ausfüllungsmasse ist Quarz, milchweiss, eisenschüssig, mit Trümmern und auch Drusen von sogenannter Rohwand, d. i. ein talkhaltiges Kalk-eisencarbonat von weisser Farbe. Neben und in dem Quarz tritt ein schwarzer glänzender, durch Graphit gefärbter Thonschiefer auf, welcher auf kurze Strecken mit ersterem in parallelen Lagern wechseln kann; im Allgemeinen aber liegt der Quarz in Form langgezogener Linsen oder Wülste, zwischen welchen nur wenig Zusammenhang stattfindet, in dem schwarzen Schiefer. Dünne Chlorit- und Talkglimmerhüllen umgeben dann unmittelbar den Quarz. Umgekehrt liegen in diesem schwarze Schieferlinsen. Der Quarz enthält Imprägnationen von Kupferkies, weniger häufig Schwefelkies; selten schwellen diese zu derben Kies-trümmern von einiger Mächtigkeit auf. Die reinsten und mächtigsten Kupferkiese von äusserst feinkörniger, fast dichter Struktur kommen als dünne Linsen vor, im schwarzen Schiefer oder zwischen diesem und dem Quarz (siehe Fig. 8). Derartige linsenförmige Ausscheidungen von Schwefelkies sind viel seltener; der Schwefelkies ist öfters löcherig und zerfressen, ungefähr wie die sogenannten „maskboen“ in Fahlun.

Im Allgemeinen scheinen die Kiese gegen das Liegende mehr gesammelt und nach der Teufe abzunehmen.

Merkwürdig ist die Repetition der Linsenform von den allgemeinen Umrissen des ganzen Lagerstätten-complexes an, bis auf die Ausfüllungsmassen der eigentlichen Erzmittel.

Des Einflusses des Nebengesteines auf die Erzführung wurde schon gedacht. Der „wilde“ Schiefer scheint nach Süden zuzunehmen und vorherrschend zu werden. Auf der sechsten Kluft, Taxberger Stolln, legt sich dieses Gestein quer vor den Lager-schiefer und schneidet auch das Erzmittel ab, unter solchen Verhältnissen jedoch, dass man an eine Verwerfung denken muss (Fig. 9).

Das beste Stufferz von Kupferplatten enthält 22 Proc. Kupfer.

Das Stufferz mit Schwefelkies und etwas Gangart 15 bis 16 Proc.

Das Mittelerz (Schurerz) 5 bis 8 Proc.

Das Pocherz 1 bis 2 Proc. Da ich nicht die relative Menge dieser Erzsor ten und des mit ihnen fallenden Berges kenne, so ist eine Berechnung des Kupfergehaltes der Erzmittel nicht möglich.

Der hiesige Bergbau begann schon in der Mitte des 14. Jahrhunderts und scheint zwischen 1550 und 1600 im grössten Flor gestanden zu haben. 1623 waren drei der Erzklüfte über Sebastian- und Oelschläger-Stolln schon ausgehauen. Man betrieb da den Bergbau durch tonnlägige Schächte, welche den Erzmitteln vom Tage folgten. Gegenwärtig werden die Verhaue durch Feldörter vorgerichtet, und man hat eben so viele Tage-stölln übereinander als Abbausohlen. Nicht selten kommt es vor, dass beim Anhauen einer Kluft auch auf tieferer Sohle alter Mann getroffen wird, und mit seltsamem Instinkt haben sich die Alten stets nach den reichsten Erzmitteln hinabgewühlt. Oft aber stehen dicht neben ihren Verhaufen hangende oder liegende Trümmer der Lagerstätte noch unverritz an und bilden den wesentlichen Gegenstand des jetzigen Bergbaues.

Kelchalpe. Die Grube liegt etwa 2 Meilen SO von Kitzbühl, im Winkel des Wieseneckergrabens, am östlichen Thalgehänge, in ungefähr 1000 Fuss Meereshöhe.

Die vorherrschende Bergart ist ein grauer bis grau-grüner kurzklüftiger, oft stark gefältelter und stänglicher Thonschiefer, mit zahlreichen weissen und

röthlichen Glimmerblättchen auf dem Hauptbruch, durch deren Ueberhandnahme Thonglimmerschiefer entsteht. Im Hangenden der Erzlagerstätte herrscht jedoch ein ganz deutlicher loser Chloritschiefer („Hangend Schiefer“) vor, welcher unmittelbar an den Salbändern einem schwarzen, schaligen, stark glänzenden graphitischen Thonschiefer Platz macht, mit inneliegenden dünnen Kiesel-schieferlagen von mattem erdigem Bruch.

Dieser „schwarze Schiefer“ geht in die Zusammensetzung der Erzlagerstätte ein, eben so der „Falgenschiefer“, vorherrschend namentlich in deren Liegendem, und dem „Lagerschiefer“ der Mitterberger Alp genau entsprechend. Er besitzt gelblich graue oder grünliche Färbung, unebenen kleinblättrigen Hauptbruch, fühlt sich rau an, besitzt geringe Härte, aber ziemliche Zähigkeit, und ist vielfach zerklüftet, mit Talk, Chlorit und grünlich grauem fettigen Quarz auf den Klüften. Eine Varietät des „Falgenschiefers“ ist der sogenannte „grüne Schiefer“, flaserig, von grasgrüner Farbe, kieselig und hart; er besteht vorherrschend aus grasgrünem harten Talk und zwischenliegenden Quarzlamellen. „Falgenschiefer“ und „grüner Schiefer“ sind reich an Quarz- und Rohwandtrümmern, welche Schwefelkies, namentlich aber Kupferkiesimprägnationen enthalten.

Die allgemeine Streichrichtung des Schiefers ist Nordost; das Fallen 30–60° in Südost. Die Erzlagerstätten besitzen im Allgemeinen gleiches Fallen und Streichen; sie sind also Lager, durch vielfache kürzere Ausläufer und Trümer aber erhalten sie einen gangartigen Charakter. Die Hauptlagerstätte ist nun auf etwa 500 Klafter streichende Länge ausgerichtet; etwa 27 Klafter NW. von ihr liegt ein zweiter hangender Lagergang, auf etwa 100 Klafter Länge untersucht und verhauen, möglicherweise nur ein hangendes Trum des erstgenannten.

Die Mächtigkeit des Hauptlagerganges ist 1 Zoll bis 2 Klafter, jene des hangenden 1 Zoll bis 1 Klafter.

Die hauptsächlichste Ausfüllungsmasse ist Rohwand, weiss mit grauen Streifen, grob- und feinspathig; enthält hier und da kleine Krystalldrusen, welche theils mit Kalkeisenspath-, theils aber Quarzkrystallen ausgekleidet sind. Quarz kommt ausserdem in Körnern und Adern in der Rohwand vor, ist aber der Menge nach untergeordnet. Da sich zahlreiche Trümer der Gangmasse in das Hangende und Liegende ziehen, so nimmt „Falgenschiefer“ und „schwarzer Schiefer“ Theil an der Gangausfüllung, und auch mitten in der Lagerstätte trifft man Linsen und Netzwerk des hangenden und liegenden Schiefers.

Die Rohwand enthält Adern, Trümer und Nester von Kupferkies, Spuren von Schwefelkies und Zinkblende. Der bedeutendste Kupfergehalt ist am Hangenden concentrirt, wo Linsen und Trümer von Kupferkies zwischen Rohwand und schwarzem Schiefer sich einschieben. Im Allgemeinen aber finden sich die besten Erzmittel an solchen Punkten, wo Trümer sich mit dem Gange schaaren. Taube oder mit Quarz gefüllte Klüfte („Blätter“) veranlassen an vielen Stellen Verwerfungen. Die durch die Skizze (Fig. 10b) angedeutete grosse Verwerfung ist jedoch möglicherweise nur ein Haken, welchen der Lagergang

daselbst wirft. Fig. 11 dagegen zeigt im Aufriss eine wirkliche Verwerfung des Hauptganges zwischen Antonii- und Rupertistolln.

Der Stufkies von Kelchalp ist sehr rein, feinkörnig bis fast dicht, mit einzelnen Rohwand- und Quarzkörnern. Im Allgemeinen erscheinen die hiesigen Erze wenigstens eben so reich als die Kupferplattener.

Durch Franzisci-, Antonii, Ruperti-, Daniels-Stölln, welche je ca. 20 Klafter übereinander liegen, hat man die Erzlagerstätte ausgerichtet und baut sie über den betreffenden Sohlen ab. Ueber der Francisci-Sohle wurde man ganz unvermuthet durch Alten Mann überrascht, und da an dem steilen kahlen Bergabhänge ausser den genannten keine anderen Stollnmundlöcher zu finden sind, so sieht es fast aus, als ob auch hier die Alten vom Tage auf dem Gange hinabgekrochen seien. Dies setzt aber einen fast auf der höchsten Bergspitze angesetzten etwa 1400 Fuss tiefen tonnlägigen Schacht voraus. Dass von diesem oder seiner Halde am Bergabhänge nichts zu sehen ist, dürfte Regengüssen, Lavinen und der starken Neigung des Abhanges zuzuschreiben sein. Die alten Verhaue sind gebrannt.

Aus Kupferplattener und Kelchalpener Erzen werden jetzt jährlich bei 1500 Ctr. Kupfer erzeugt.

Brennthäl bei Mühlbach im Pinzgau (Salzburg). Die dasigen Gruben und die benacharten von Untersulzbach u. a. haben von Alters her das Material zu dem sogenannten Salzburger Vitriol geliefert, welcher hier seine Heimath hat. Die Brennthaler Grube wird bald auflässig werden, da über dem jetzigen tiefsten Stolln (wenig über dem Niveau der Salzach angesetzt) die Lagerstätten verhauen sind, und bei der Wassernöthigkeit des Gebirges und dem relativ geringen Werth der Erze ein bedeutender Tiefbau sich nicht bezahlen würde.

Ueber diese Grube theile ich folgende wenige Notizen nur mit, weil sie ein Beispiel mehr liefern über die grosse Aehnlichkeit der kupferkieshaltigen Schwefelkieslagerstätten im Schiefergebirge aller Theile Europas.

Die Brennthaler Erzlagerstätten treten im nördlichen Kopf eines vom Rottentauern (östlich vom Gr. Venediger) nach Norden gerichteten Gebirgszweiges, welcher östlich vom Hollerbacher, westlich vom Habacher Thal begrenzt, in seinem nördlichsten Theile durch das Brennthäl gespaltet ist.

Die allgemein herrschende Bergart ist Glimmer- und Chloritschiefer, übergehend in Thonschiefer. Diese Schiefer sind hier im Grossen wie auch ganz im Kleinen stark gefältelt, gebogen und geknickt; ihre allgemeine Streichrichtung ist ca. h. 16–17 in und neben der Grube, ihr Fallen 53° in NO.; das Streichen differirt jedoch zwischen h. 14 und 19, das Fallen zwischen 16° und 90°.

In der unmittelbaren Nähe der Kieslager herrscht ein lichtgrauer, weicher, kurz- und krummblättriger Talkschiefer mit wenig, meist in besonderen dünnen Lagen ausgeschiedenem Quarz vor; dieser entspricht offenbar Fahluns „Skölar“ oder dem weissen Schiefer, welcher Agordo's Kiesstock unmittelbar umgiebt. Er enthält einzelne hexaëdrische Schwefelkieskrystalle und zahlreiche kleine octaëdrische Räume, welche nun mit

einer losen bräunlichen eisenreichen Substanz erfüllt sind; auf dem Hauptbruch treten viele häutige weisse Glimmerschuppen hervor. Der Talkschiefer ist oftmals sehr aufgelöst, und dann auch der Quarz nicht selten zerbröckelt, lose und zerfressen. Aber auch der Thonglimmerschiefer ist nahe der Erzlagerstätte nicht selten zu einem weissen oder gelblichen plastischen Thon verwittert, mit inneliegenden Quarzlinsen und Körnern und zahlreichen Glimmerblättchen. Dieser Thon wechselt in völlig concordanten Lagen mit dem nicht verwitterten Schiefer.

Der Schwefelkies tritt innerhalb des Talkschiefers (und Thones) in Linsen auf von 1, höchstens 2 Klafter Dicke, 10 bis 15 Klafter Länge und sehr verschiedener Höhe. Der Schiefer biegt sich stets um die Fläche und vielfachen Auslappungen dieser Linsen, wie Fig. 12 zeigt, welche die Endschaft einer Kieslinse 40 Klafter unter Siegmunds Stollnssole vorstellt. Zahlreiche kleinere Kieslinsen liegen zwischen und neben den grösseren und vermitteln den Zusammenhang zwischen ihnen.

Die einzelnen Kieslager sind in 3 Linien an einander gereiht, welche allen Biegungen des Schiefers folgend unter 15° , d. h. dem Bergabhang ziemlich parallel, gegen Nordwest einschliessen. Diese 3 Bänder haben also ihre grösste Ausdehnung in einer zwischen Streichen und Fallen des Schiefers gehenden Richtung. Vergleicht man die Schieferungsfläche, welcher sie angehören, mit einer Gangfläche, so erscheinen sie auf ersterer als eben solche geneigte Erzsäulen, wie man sie auf Gängen als Erzfälle gar häufig trifft.

Es liegt auch hier in gewisser Beziehung ein Beispiel für „Adelsvorschub“ vor, wenn auch kein sehr complicirtes. Haben die Schiefer einmal eine horizontale oder fast horizontale Lage gehabt, so müssen die Erzlinsen gleichfalls in horizontalen Bändern gelegen haben (sofern sie nicht erst nach Aufrichtung des Schiefers in diesem zur Ablagerung gekommen sind); auf die Richtung, in welcher Erhebung der Schichten nachmals erfolgte, konnten diese Erzbänder aber natürlicherweise keinen bestimmenden Einfluss üben. Hätte die Erhebungsaxe parallel zu den Linsenbändern gelegen, so würden diese nun dem Streichen des Schiefers folgen; hätte sie rechtwinkelig zu ihnen gelegen, so würden sie deren Fallen folgen; sie lag schief zu den Bändern (und die Wahrscheinlichkeit, dass dies in anderen derartigen Fällen eintraf, verhält sich zu jener einer parallelen oder rechtwinkelligen Lage wie $\infty : 2$), und folglich müssen diese Linsenbänder ihre Hauptstreckung zwischen dem Fallen und Streichen der aufgerichteten Schichten besitzen. Lässt man diese Erklärungsweise gelten, so muss man auch zugeben, dass die fraglichen Erze nicht nach Aufrichtung der Schichten zur Ablagerung gelangt sind. Schon als letztere ihre ursprüngliche horizontale Lage noch hatten, gehörten sie ihnen an, wenn vielleicht auch in einem anderen Zustande, als dem gegenwärtigen; wenigstens müssen mit den Schiefersedimenten Bänder zur Ablagerung gelangt sein, deren Substanz bei nachmaliger Durchtränkung der noch liegenden, sich erhebenden oder schon aufgerichteten Schichten mit metallischen Solutionen auf letztere in höherem Grade reagirte, als auf die umgebenden Schiefermassen.

Der hier vorkommende Schwefelkies ist ein Agglomerat kleiner Krystalle; selten aber sind die erwähnten Linsen mit reinem Kies gefüllt. Talk- und Glimmerblättchen schieben sich zwischen die Kieskrystalle und veranlassen eine schiefrige Struktur der Kiesmasse; durch ihr Ueberhandnehmen und schliessliches Vorherrschen geht das Kieslager in kiesimprägnirten Schiefer über. Legt man mehr Gewicht auf die petrographischen als auf die Lagerungsverhältnisse der hiesigen Erzlagerstätten, so machen sie den Eindruck, als ob der Talkschiefer erst nachträglich mit Kies geschwängert worden sei, indem dieser zwischen die Schieferlamellen eindrang, sich an manchen Stellen zu Linsen congregirte, welche bei ihrem Wachsen die umgebenden Schieferblätter spannten und beugten. Neben Schwefelkies kommt sehr untergeordnet Zinkblende und noch weniger Bleiglanz vor. Von grösserem Gewicht ist der Kupferkies, welcher hier und da durch den Schwefelkies zerstreut, nur in der unmittelbaren Nähe von Quarzkörnern, -linsen und -trümmern einigermaassen gesammelt auftritt. Der beste schmelzwerthe Kies hält im Mittel nur 2,5 bis 2,8 Proc. Kupfer; der sogenannte Schwefelkies, Rohmaterial für die Vitriolbereitung, nur 1 Proc. In den Schwefelkiesen des benachbarten Untersulzbach fand Prof. Fritzsche 0,0074 Proc. Silber und 0,00083 Proc. Gold.

Eine Reihe alter Halden und Stollmundlöcher zieht sich schief den Bergabhang herab und deutet auch äusserlich die Richtung der Linsenschnüre an. Ueber dem Siegmundstolln ist alles verhauen; 40 Klafter tiefer ist man eingedrungen, geht von da jetzt mit den Abbaun aufwärts, und wenn man die Stollnssole erreicht, wird der Brennthaler Bergbau auflässig.

Die Mansfelder Hüttenprozesse in ihrer Abweichung von den Ober- und Unterharzer Kupfer- und Silbergewinnungsarbeiten.

Vom

Ingenieur **Albrecht von Groddeck**,

Docenten der Bergbaukunde an der Königl. Bergakademie zu Clausthal.

(Fortsetzung von S. 429 des vor. Jahrg.)

D. Silberfeinbrennen.

Das Silberfeinbrennen geschieht auf der Gottesbelohnungshütte in einem Flammofen mit Holzkohlen gasgenerator auf einem festen Herde aus ausgelaugter Seifensiederasche. Die entweichenden Gase passiren zwei dicht hinter dem Fuchs gelegene Flugstaubkammern, wo sich beträchtliche Mengen verflüchtigten Silbers absetzen (s. Grützner c.l. S. 121), trotzdem diese Erscheinung bei einer Holzkohलगasfeuerung weniger stattfindet, wo der Zug durch die höhere Kohlensäule, ohne der Hervorbringung des höchsten Hitzgrades zu schaden, moderirt und bei einer vollkommenen Mischung der Gase mit der Verbrennungsluft unzersetzte atmosphärische Luft nur nach Belieben in den Ofen eintritt.

Der Ofen. In Grützner's Aug. Silberextrakt. Taf. III. findet sich eine richtige Abbildung des noch auf Gottesbelohnungshütte in Betrieb stehenden Silberfeinbrennofens.

Den Aschenfall des Generators hält man meistens mit Lehm geschlossen, damit nur so viel Luft einströmen kann, als zur unvollständigen Verbrennung der Kohlen, d. h. zur Bildung von Kohlenoxydgas nöthig ist. Der Rost wird von 9 Roststäben à $1\frac{1}{4}$ Quadratzoll Querschnitt gebildet. Der Füllschacht ist ein mit Mauerwerk umgebener und oben mit einem eisernen Deckel verschliessbarer gusseiserner Cylinder, welcher, um das Emporschlagen der Flamme beim Füllen zu verhüten, 3 Fuss von seinem obern Rande entfernt einen runden Absperrschieber hat, der in einen den Cylinder zur Hälfte einschneidenden Schlitz eingelassen ist.

Das Fundament ist von einem Längs- und Quercanal durchfahren, über deren Gewölbe zunächst eine Barnsteinlage liegt. Darüber folgt eine starke Schicht Kieselsteine, damit bei einem etwaigen Durchbrechen des Herdes das Silber sich um die einzelnen Steine setze und von diesen abgelöst werden könne. Ueber dieser Schicht liegt 1 Fuss hoch gepochter Quarz, auf welchem der eigentliche Herd aus ausgelaugter Seifensiederäsche (mit ca. 12 Proc. Kalkgehalt) zu jedem Brennen neu eingebracht wird.

Der Betrieb.

Das Herdmachen. Die gesiebte und angefeuchtete Herdmasse wird trogweise eingetragen, zuerst mit der Faust und darauf mit einem eisernen Kugelhammer festgeschlagen, wobei der Arbeiter in den Ofen kriechen muss. Der im Mittel ca. 5 Zoll aufgetragene Herd bekommt die Gestalt einer flachen Schaafe mit einem Fall nach der Arbeitsthür hin, um ein vollständiges Auskellen des Silbers zu ermöglichen. Seine Grösse ist je nach der Menge des feinzubrennenden Silbers verschieden.

Das Anwärmen. Auf den lufttrockenen Herd werden brennende Kohlen gelegt und so lange durch neue Kohlen ersetzt, bis ca. 1 Tonne verbrannt ist. Dann beginnt man im Generator zu feuern, und zwar zuerst mit 2 Schock Wellholz. Das Wellholz giebt eine lange Flamme, welche bis in die Flugstaubkammern dringt und diese soweit erwärmt, dass das später entwickelte Kohlenoxydgas sich in ihnen sofort entzündet. Wollte man gleich mit Holzkohlen feuern, so würde diese gewünschte Entzündung nicht stattfinden. Das Kohlenoxydgas würde die kalten Flugstaubkammern erfüllen, hier allmählig die zur Entzündung erforderliche Temperatur erlangen und dann gefährliche Explosionen veranlassen, wie die Erfahrung gelehrt hat. Kleine Explosionen sind selbst bei dem Vorwärmen mittelst Wellholz nicht zu vermeiden, sie sind jedoch so gering, dass man sie durch Offenstehenlassen der Arbeitsthür ganz ungefährlich machen kann.

Das Einsetzen und Einschmelzen. Der Einsatz besteht gewöhnlich aus 10 Ctr. getrockneten Silberbatzen. Diese nehmen wegen ihrer porösen Beschaffenheit einen sehr grossen Raum ein, so dass sie in mehreren Posten (2—3) eingetragen werden müssen. Sobald eine Post durch Schmelzung zusammengesunken ist, wird die nächste eingetragen. Bei diesem Einschmelzen mögen übrigens viele feine Silberstäubchen durch den Zug des Ofens fortgetrieben und in den Flugstaubkammern abgesetzt werden. Zuletzt wird

noch das bei dem vorhergehenden Brennen erhaltene Krätzsilber eingesetzt und sobald auch dieses eingeschmolzen, die gebildete, dick aufliegende Schlacke (Krätze) abgezogen.

Darauf wird einige Zeit stark gefeuert.

Das Treiben. Die Hauptregel für das Silberaffiniren (Grützner S. 122), das Silber unter einer Kohlendecke so rasch wie möglich einzuschmelzen, es unter letzterer so lange zu lassen, bis es aufhört zu dampfen und dann so kühl wie möglich zu treiben, erfährt in den beiden ersten Punkten, wie aus Obigem ersichtlich, durch den eigenthümlichen Zustand des Cementsilbers eine wesentliche Modification. Der letzte Theil der Regel wird aber auch bei dem in Rede stehenden Prozess befolgt. Der Gaszufluss wird durch den betreffenden Schieber ganz abgestellt und die Arbeitsthür geöffnet, so dass die durch den Ofen strömende und oxydirend wirkende Luft abkühlend wirkt.

Die gebildete Krätze wird abgezogen, die darauf gebildete zertheilt und von der Arbeitsthür nach hinten geschoben, damit die einströmende Luft immer eine frische Metallfläche trifft.

Sobald das Silber am Rande zu erstarren anfängt, wird die Arbeitsthür sofort geschlossen und durch Aufziehen des Schiebers neue Hitze gegeben.

Diese Operationen werden nun so lange wiederholt, bis die immer sparsamer sich bildende Krätzhaut endlich ganz verschwindet und das Gewölbe sich klar spiegelt.

Eine mit dem Probeisen genommene Probe bestätigt die Feine. Der Silberüberzug muss dann silberweiss ohne Flecken sein und an der Spitze des Eisens einen Tropfen bilden. Ein noch unreines Silber lässt diese Erscheinung nicht wahrnehmen, da die sich sogleich an der Oberfläche bildenden Oxyde der fremden Bestandtheile an der Luft sofort erstarren und das Herunterlaufen der höchst dünn über dem Probeisen ausgebreiteten Silberschicht verhindern oder hemmen und sonach ein Herabtropfen nicht erfolgen kann. Ausserdem muss das Silber beim Biegen sich geschmeidig verhalten.

Das Auskellen. Ist die Probe gut, so wird das Feuer noch einige Zeit verstärkt, dann das Silber mittelst überthonter, gut abgewärmer eiserne Kellen in gusseiserne Formen (die vorher durch Hineinwerfen der abgezogenen Krätze erwärmt sind) zu Barren à 40 Pfd. gegossen und über jeden Barren sofort Kohlenpulver gestreut, um eine Oxydation zu verhüten. Das Silber erstarrt sehr schnell, so dass die Barren bald aus den Formen genommen und diese sofort wieder benutzt werden können. Ein Spratzen tritt, nach Levöl wegen des bedeutenden Kupfergehaltes, nicht ein.

Das Einschmelzen des Krätzsilbers. Nach dem Auskellen wird die Wärme des Ofens benutzt, um das beim vorigen Brennen erhaltene Krätzsilber zusammenzuschmelzen. Es wird nach dem Schmelzen auch in Barren gegossen und der letzte Rest nach dem Erkalten als sogenannter Krätzkönig aus dem Ofen gehoben. Wie bereits gesagt, wird das Krätzsilber beim nächsten Brennen zugesetzt.

Zeit- und Brennmaterialverbrauch. Am Tage vor dem Einschmelzen wird des Morgens von einem Arbeiter der Herd gemacht. Am Mittag des-

selben Tages beginnt das Anwärmen, am nächsten Tage um ca. 4 Uhr Morgens das Einsetzen.

In 12 Stunden ungefähr ist das Feinbrennen beendet. Um 10 Ctr. getrocknete Silberbatzen zu raffinieren, wird an Brennmaterial verbraucht: zum Anwärmen 1 Tonne Holzkohlen und 2 Schock Wellholz, zum Raffinieren selbst $9\frac{1}{2}$ Tonnen Holzkohlen.

Produkte des Silberfeinbrennens. Aus 100 Ctr. Cementsilber mit einer Feine von 860—870 erhält man durchschnittlich 72,6 Ctr. Brandsilber von 983—980 Feine. Ferner erhält man Krätze und Herd, beide werden zusammen gepocht und das regulinische Silber, das Krätzsilber, ausgehalten.

Das Feingepochte, die Silberkrätze, enthält oft noch 20—25 Proc. Ag. Sie wird mit Schwefelsäure befeuchtet und nach dem Trocknen wiederholt 1 bis 2 Stunden auf dem unteren Herde eines Röstofens behandelt, sodann ausgelaugt, bis sich ihr Silbergehalt auf 18 Loth im Centner vermindert hat.

Dann wird sie den Röstposten als Silberkrätze in Quantitäten von 4 Pfd. zugeschlagen.

E. Verarbeitung der Rückstände auf Schwarzkupfer.

Vorarbeiten. Die Rückstände würden, wollte man sie sofort über dem Schachtofen verschmelzen, wegen ihrer Pulverform ein Durchpulvern, d. h. kalte Gichten veranlassen oder nur die Anwendung eines schwach gepressten Windes, daher aber auch nur ein geringes Durchsetzquantum gestatten. Deshalb knetet man die Rückstände mit quarzreichem Thon zusammen. Die so dargestellte Masse ist bildsam und wird zu faustgrossen Batzen geformt. Die Batzen werden scharf getrocknet und stellen so ein Schmelzgut von ziemlicher Festigkeit dar.

Batzenförmerei. Wenn die Probe entschieden hat, dass die Rückstände zum Schwarzkupferschmelzen kommen sollen, werden sie mit Thonschleimpe und fein gemahlenem gerösteten Dünnstein auf einer ebenen Fläche durch Treten mit den Füßen zusammengeknetet.

Der Zusatz von Thon, ca. 8 Proc., bringt schlackengebende Bestandtheile in die Beschickung. Der Zusatz von Dünnstein richtet sich nach dem Schwefelgehalt der Rückstände; er beträgt 2—5 Proc. Die erhaltene bildsame Masse wird auf eine Bühne gelegt und hier von Knaben mit den Händen zu kugelförmigen Batzen von 3—4 Zoll Durchmesser geformt, die Batzen auf hölzerne Bretter gelegt und so in den Trockenraum getragen.

Trocknen der Batzen. Der Trockenraum ist ein grosser über den Röstofen befindlicher Raum, der durch die beim Rosten verlorengehende Wärme mittelst vieler am Boden hin- und herlaufender gemauerten und mit Eisenplatten bedeckter Züge erwärmt wird. In diesem Raume stehen Darrgerüste, welche direkt über den Zügen aus Gusseisen, im Uebrigen aus Holz gefertigt sind. Auf diesen Gerüsten trocknet man die Batzen vorläufig 3 bis 4 Tage lang und sie werden dann auf 12 Stunden, meistens zur Nacht, in die Darröfen geschoben. Dies sind über den Flugstaubkammern der Röstöfen befindliche gemauerte Räume, die vorn durch Thüren von Eisenblech verschliessbar sind.

Durch diese Thür werden auf Schienen sechs niedrige gusseiserne Wagen (mit den Batzen beladen), immer je drei übereinander, direkt von den vor den Öfen befindlichen Darrgerüsten in jeden Darrofen geschoben. Die Thüren werden sodann geschlossen.

(Fortsetzung folgt.)

Aphorismen über Giessereibetrieb.

Von

E. F. Dürre in Gleiwitz O/S.

(Fortsetzung v. S. 26.)

§. 10. Als besonders gelungen ist der Versuch anzusehen und als eben so vorzüglich das Eisen, wenn die Oberränder der Platte möglichst scharf sind. Die Unterränder sind leichter scharf zu bekommen, weil dieselben in dem Sand ausgeprägt und durch den, wenn auch noch so geringen Druck des Eisens ausgefüllt werden.

Ist das Eisen grau, graphitreich, rein und dünnflüssig, so sind die Oberränder nur wenig gerundet, die Oberfläche mit einer matten hellgrauen Gusshaut bedeckt, auf welcher Graphitflimmer und -punkte gleichmässig vertheilt in mehr oder minder grosser Zahl auftreten.

Ist das Eisen von sehr gaarem Gange, dabei weniger rein, mit Ueberschuss von Graphit, aber geringem Gehalt an chemisch gebundenem Kohlenstoff, so wird die Oberfläche unrein, runzlich und die Ecken, so wie die Ränder der Platte gehen in die Höhe. Das dunkelgraue Eisen erstarrt überhaupt mit concaver Oberfläche, weil es, wenig zum Abschrecken geneigt, beim Erkalten auf der Unterfläche fast langsamer erstarrt, als auf der Oberfläche, wo der in einer bestimmten Temperatur plötzlich als Graphit austretende Kohlenstoffgehalt die Gusshaut verunreinigt und ein schnelleres Festwerden bewirkt.

Bei Eisen, welches dagegen Neigung zum Weisswerden und Abschrecken hat, werden die Oberränder sehr stumpf und die ganze Oberfläche erscheint wie mit lauter Augen bedeckt, flache linsenförmige Höhlungen, die vom Ausstossen von Gasblasen beim Erstarren herrühren mögen. Die stark abgeschreckte Unterfläche zeigt lebhaftere Farben und ist sehr rein und glänzend.

Nehmen diese Eigenschaften zu, so erscheinen die Ecken heruntergebogen und die Platten sind, abgesehen von diesen Schönheitsfehlern, durch grosse Sprödigkeit unhaltbar und untauglich.

Es erhellt hieraus, dass man nach dem Ausfalle der eben beschriebenen Versuche ein in jeder Beziehung zutreffendes Urtheil über das dazu verwendete Eisen sich bilden kann.

Wählt man bei Anfertigung dieser Probeformen eine Plattengrösse von ca. 1 Quadrat-M. und es gelänge, die Stärke von 1 Centim. innezuhalten, so ist die Brauchbarkeit des Eisens zu jeder Gattung der schwachen und leichten Handelswaaren, seien es nun Öfen, Kessel, Poterie, Patentthüren, Kochherdplatten, Rost- und Rohrstäbe etc. etc., sicher gestellt.

Die nöthige Dünflüssigkeit ist hinreichend documentirt.

§. 11. Zur Topfgiesserei, zum Guss von Oefen, kleinen Kesseln u. dgl. kann ein jedes Eisen verwandt werden, welches nicht zu graphitreich und härter ist, als zu Herdplatten dienlich erscheint. Da diese Gegenstände von allen Seiten in der Form eingeschlossen sind und meist unter bestimmtem Druck gegossen werden, so ist ein Werfen und Verziehen nicht zu fürchten. Wenn mit der Giesserei eine Emaillirhütte verbunden ist und der grösste Theil der Gusswaaren emaillirt wird, so ist es wichtig, eine Probe mit dem Guss schwächster Poterie und dem Emailliren derselben anzustellen, ehe man das betreffende Roheisen ankauft.

Die Anforderungen, die, um unnützen Emaillirausschuss zu vermeiden, an das Gussmaterial gemacht werden, sind dann etwas andere, als wenn man bloss rohe Gusswaaren fabricirt.

Das Emaillirverfahren, wenn es ohne Bleizusatz ausgeführt wird, macht an die Haltbarkeit des Eisens beim Glühen grössere Ansprüche und dieselben steigern sich ausserdem noch mit der zunehmenden Leichtigkeit der Geschirre.

Die Glasur sowohl als die Grundmasse werden bei einer hohen Temperatur eingebrannt und die Gefahr des Springens ist nur sehr schwer zu umgehen. Man wird am besten thun, ein möglichst gaares grobkörniges Giessereiroheisen zur Geschirrfabrikation anzuwenden; doch entstehen dadurch leicht Graphitflecke auf der Innenseite des Geschirrs, und diese Flecke hindern bei dem Emailliren eine gleichmässige Glasur. Bei dem Auftragen der breiigen Massen, die bekanntlich mit Wasser angerührt sind, saugen diese porösen Stellen das Wasser so rasch auf, dass das Aufschwenken nicht schnell genug geschieht, um eine zu starke Anhäufung von Emaille an den betreffenden Stellen zu verhindern.

Für das Emailliren ist ein hartes Eisen vorzüglich zur Herstellung gleicher und schöner Glasuren geeignet, doch darf es weder zu sehr abgeschreckt sein, noch Rothbruch zeigen. — Leichtflüssiges Eisen, z. B. alles Wiesenerzroheisen, giebt gute Geschirre von glatten Oberflächen und hinlänglicher Haltbarkeit in der Hitze, um die Brenntemperaturen des Emaillirverfahrens gefahrlos zu bestehen.

Auch die aus jüngeren Thoneisensteinen hergestellten Eisensorten, die immer etwas phosphorhaltig sind, geben haltbaren Poterieguss.

Die Oberschlesischen Hütten geben haltbare Geschirre, die aber an Schönheit sowohl, wie an Leichtigkeit den Produkten der Wiesenerzhütten bei Weitem nachstehen.

Strengflüssige Eisensorten greifen die Form schärfer an, da sie bei dem Guss immer heisser sind, als leichtflüssige, deshalb entstehen bei ihrer Verwendung getriebene Formen und raue Oberflächen.

§. 12. Zum Guss von Röhren, die vor der Verwendung auf ihre Dichtigkeit unter einem gewissen Druck geprüft werden, namentlich zu Gasröhren, so wie zu allen Theilen, die bei Gasanstalten verwendet werden, kann man mit der gehörigen Vorsicht die schlechtesten Eisensorten verwenden. Das Eisen muss hinreichend dicht sein, um kein Gas durchzulassen.

Blasen sind weniger schädlich, als eine gleichmässige Porosität, welche ein Rohr an allen Stellen schadhafft erscheinen lassen kann.

Besonders unangenehm wirkt auch hier eine unregelmässige Graphitausscheidung. Ein grelles Eisen, wenn es selbst zum Abschrecken geneigt sein sollte, ist weniger verwerflich, falls es auch im Bezug auf die Dünflüssigkeit nicht immer den jetzt an die Gasrohre gemachten Anforderungen entspricht.

Werden die Röhren stehend gegossen, so kann poröses Eisen angewendet werden, weil der hohe Druck — 10 Fuss Gusslänge — auf die ursprüngliche Dichtigkeit des Eisens einen günstigen Einfluss übt.

Bei liegendem Guss, wenn auch unter 20—25° geneigt, muss dagegen ein dichteres Eisen verwendet werden. Sehr gut sind hierzu die Abfälle bei dem Betriebe, die durch nochmaliges Umschmelzen in ihrer Dichtigkeit soweit zunehmen, dass ihre Porosität nicht mehr gefährlich wird.

Sogenanntes Altgusseisen ist zum Röhrenguss unbedenklich zu verwenden; wenn man ca. 30 Proc. gutes Eisen zuzusetzen hat, kann man es sogar unsortirt zum Betriebe geben.

§. 13. Ein weiterer Versuch ist der Guss eines complicirteren Gegenstandes mit nicht zu vermeidender ungünstiger Eisenvertheilung. Es kommt namentlich da, wo für Maschinenfabriken gearbeitet wird, oft vor, dass aus constructiven Rücksichten Theile im Guss ausgeführt werden müssen, die eine starke Spannung nach dem Erkalten in sich tragen und es kommt darauf an, das zu verwendende Eisen zu prüfen, ob es die hinreichende Festigkeit hat, diese Spannung zu überwinden. Wenn auch in vielen Fällen der Eigensinn und die Eitelkeit der Constructeure eine Aenderung der ungünstigen Massenvertheilung nicht gern gestatten, so beschränken sich im Allgemeinen die bekannten und unvermeidlichen Vorkommen der Art auf Schwungräder, Riem- und Seilscheiben, Gittern aus schwachen Stäben in starkem Rahmen u. a. m. Sobald das Eisen seine Qualität etwas ändert und spröder wird, verunglücken diese Gegenstände sehr leicht und können nur mit der grössten Vorsicht beim Erkalten und Bearbeiten ganz abgeliefert werden.

(Fortsetzung folgt.)

Darstellung von Thallium aus den Unterharzer Zinkvitriollaugen.

Die zur Herzog Julius hütte am Unterharze durch einmalige Röstung und Auslaugung der zinkblendereichen Rammelsberger Bleierze (Braunerze) erhaltenen Zinkvitriollaugen (d. Bl. 1853 u. 1854, S. 283) von 1,441 spec. Gew. bei 24° C. sind nach Bunsen so reich an Thallium, dass man dieses Metall pfundweise daraus gewinnen kann, zumal Tausende von Centnern von dieser Lauge zu Gebote stehen. Nach Dr. Neuhoff besitzen 100 Gewichtstheile dieser Lauge folgende Zusammensetzung:

Schwefelsaures	Zinkoxyd	. . . 21,740
"	Manganoxydul	8,230
"	Magnesia	. . . 0,717
"	Kali 0,581
"	Cadmiumoxyd	. . . 0,536
"	Natron 0,443
"	Eisenoxydul	. . . 0,386
"	Kupferoxyd	. . . 0,285
"	Kalk 0,075
"	Thonerde	. . . 0,060
"	Bleioxyd	. . . 0,008
"	Lithion	. . . Spr.
Arsenige Säure	Spr.
Antimonoxyd	Spr.
Phosphorsäure	Spr.
Chlorthallium	0,050
Wasserhaltige Schwefelsäure	0,119
Chlorwasserstoffsäure	0,009
Wasser	66,761
		100,000.

Die Ausziehung des Thalliums geschieht nach Bunsen dadurch auf die einfachste Weise, dass man mittelst eines Zinkbleches Kupfer, Cadmium und Thallium aus der kalten Lösung ausfällt, das Metallpulver rasch abspült, in einem Spitzbeutel von Wollenzeug wenige Minuten auswäscht und den Niederschlag mit Wasser, dem man von Zeit zu Zeit etwas Schwefelsäure zusetzt, digerirt. Dabei lösen sich unter Wasserstoffentwicklung Thallium und Cadmium leicht auf, während Kupfer zurückbleibt. Aus der Lösung fällt man mittelst Jodkaliums chemisch reines gelbes Jodthallium aus, welches durch Decantiren ausgewaschen wird, und aus der zurückbleibenden Cadmiumlösung das Cadmium durch Zinkblech. 1 Cubikmeter Lauge giebt in wenigen Tagen, indem sich 7,4 Kilogr. Zink lösen, 6,4 Kil. schwammigen Niederschlag, welcher 4,2 Kil. Cadmium, 1,6 Kil. Kupfer und 0,6 Kil. Thallium enthält. Aus der schwefelsauren Lösung des Cadmiums und Thalliums erfolgen durch 0,5 Kil. Jodkalium 0,97 Kil. Jodthallium.

Aus der schwefelsauren Lösung lässt sich das Thallium auch als Chlorverbindung niederschlagen, aber es bleibt dann immer noch ein nicht unbedeutender Theil davon im durch Zink abgeschiedenen Cadmium. Auch lässt sich aus der rohen Lauge direkt durch Jodkalium Jodthallium fällen, wenn man zur Löslicherhaltung des Kupfers eine hinreichende Menge unterschwefligsaures Natron zusetzt. In diesem Falle wird aber der Betrieb der Vitriolgewinnung durch die angewandten Reagentien erheblich gestört.

(Im Auszuge aus d. Ann. d. Chem. u. Pharm., Bd. 133, S. 108.)

Methode zur Ermittlung des Standes der Sohlen zweier Gegenörter mit Hilfe eines kräftigen Magnets.

Bereits im Jahre 1846 machte der damalige Markscheider, jetzige Bergmeister E. Borchers zu Clausthal in einer kleinen Schrift*) ein von ihm gefundenes

*) Anwendung eines kräftigen Magnets zur Ermittlung der Durchschlagsrichtung zweier Gegenörter. Clausthal, Schweiger'sche (jetzt Grosse'sche) Buchhandlung. 1846.

Verfahren bekannt, den Stand zweier Gegenörter bei einer Stärke des festen Mittels von mehreren Lachtern, unabhängig von jeder anderen Durchschlagsmessung, mit Hilfe eines kräftigen Magnets zu bestimmen. Für den praktischen Markscheider hatte dieser Gegenstand in sofern Wichtigkeit, als er dadurch in den Stand gesetzt wurde, vor offenem Durchschlage sich von der Genauigkeit seiner Arbeiten zu überzeugen, nöthigenfalls die letzte Anweisung der Oerter zu berichtigen.

Zahlreiche Ausführungen des fraglichen Verfahrens bei Ortsbetrieben des Oberharzer Bergbaues haben die Sicherheit und Schärfe der Richtungsbestimmung hinlänglich constatirt. Der Erfinder hat sich desselben, ausser in manchen anderen Fällen, allein bei 9 Durchschlägen in der am 22. Juni 1864 vollendeten Ernst August Stolln-Hauptlinie (d. Bl. 1864, S. 269), trotz seiner unvergleichlich genauen Theodolithenmessung, bedient und nicht nur hierbei, sondern sogar auch in magnetischen Gebirge (bei einer Durchschlagsbestimmung in St. Andreasberg) von der Unfehlbarkeit der Methode überzeugt.

Wir unterlassen es, hier näher auf dieselbe einzugehen, indem wir einentheils bei einem grossen Kreise unserer Leser die Bekanntschaft derselben voraussetzen, andernteils auf die Eingangs erwähnte Broschüre zu verweisen uns erlauben. Im Allgemeinen mag nur bemerkt werden, dass die zu bestimmende Durchschlagsrichtung gefunden wird, indem man von dem einen Orte ab in geeigneter Weise einen starken Magneten auf eine vor dem anderen Orte aufgestellte empfindliche Magnetnadel einwirken lässt, und dass die Stärke des festen Mittels aus der Ablenkung der Nadel bei einer bestimmten Lage des grossen Magnets sich ergibt.

Ausser der Bestimmung der Durchschlagsrichtung und Stärke des festen Mittels hat Herr Bergmeister Borchers schon seit 1853 eine Methode auch zur Ermittlung des Standes der Sohlen zweier Gegenörter in Anwendung gebracht, welche weder Rechnung, noch andere Apparate voraussetzt, als zur Richtungsermittlung benutzt wurden. Diese Methode, in der Oesterreichischen Zeitschrift für Berg- u. Hüttenwesen Nr. 48 v. J. veröffentlicht, theilen wir im Folgenden mit.

Sie beruht auf der Einwirkung eines Magnets in senkrechter Stellung auf eine horizontal schwebende empfindliche Magnetnadel. Bringt man die letztere unter Einwirkung eines kleinen Hilfsmagnets in eine nahezu senkrechte Stellung gegen die bereits gefundene Durchschlagsrichtung, wobei man die Nadel auf den nächsten Theilstrich des Kreises scharf einstellt, und lässt dann den Hauptmagnet, welcher aber während der Einstellung der Nadel weit genug entfernt gehalten ist, nun vor dem anderen Orte langsam senkrecht auf- und niederbewegen, so wird, je nachdem dabei die Pole desselben eine ungleiche Entfernung von der Nadel haben, die letztere von dem eingestellten Punkte abweichen müssen. Nur in dem Augenblicke, in welchem der neutrale Punkt des grossen Magnets bei dessen senkrechter Bewegung den Niveaupunkt der Nadel passirt, wird sich diese gegen den Magnet indifferent zeigen, also auf ihren frühern Stand zurückkehren. Diesen Moment giebt man den Gehülfen, welche die Bewegung des grossen Magnets vor dem

Gegenorte besorgen, durch ein passendes und verabredetes Klopfsignal schnell an, wodurch diese mit der Bewegung aufhören. Der neutrale Punkt des Magnets befindet sich demnach jetzt sehr nahe in einer Horizontallinie, welche durch die Compassnadel gedacht werden kann. Wird also die Höhe des neutralen Punktes des Magnets über der Sohle ermittelt und dem Beobachter am Compass angegeben, am zweckmässigsten sogleich signalisirt, so wie die Höhe des Compasses über der Sohle des anderen Ortes gemessen, so erhält man sofort Aufschluss über den gegenseitigen Stand der Sohlen. Zur Erzielung einer grösseren Schärfe bei einer solchen Bestimmung muss man diese Operation auch in umgekehrter Lage des grossen Magnets mehrere Male wiederholen und aus den einzelnen Resultaten das Mittel nehmen. Noch ist zu bemerken, dass beim Gebrauche des kleineren Hilfsmagnets, welcher dazu dient, die Nadel des Compasses in eine günstige Stellung gegen den Hauptmagnet zu bringen, Rücksicht darauf genommen werden muss, dass die Nadel dabei die erforderliche Empfindlichkeit behält.

Besprechung.

Clavis der Silikate. Dichotomische Tabellen zum Bestimmen aller kieselsauren Verbindungen im Mineralreiche auf chemischer Grundlage ausgearbeitet von Dr. Leop. Heinr. Fischer, O. Oe. Professor der Mineralogie und Geologie an der Universität Freiburg. Leipzig. Verlag von Wilhelm Engelmann. 1864.

Zur Bestimmung der Mineralien auf dichotomischem Wege lassen sich verschiedene Wege einschlagen. Wie es in der Vorrede heisst, wählte Dufrénoy (vid. Handbuch zum Bestimmen der Mineralien auf dichotomischem Wege nach Dufrénoy *Traité de Mineralogie*, bearbeitet von F. A. Roemer und bevorwortet von Dr. Chr. Zimmermann. Clausthal 1848) als oberstes Eintheilungsprinzip die morphologischen Merkmale und auf die chemischen wurde nur dann Rücksicht genommen, wenn kein anderer Ausweg blieb. Bei diesem Verfahren muss ein und dieselbe Species in verschiedenen Abtheilungen vorkommen und der Leser erhält nur schwer ein Bild von dem naturgemässen Zusammenhang der Mineralien. — Dana berücksichtigt in seinem *Manual of Mineralogy*, London 1862 (vid. Kerl's Leitf. b. Löthrohrproben, Clausthal 1862, S. 88) zwar schon die chemischen Eigenschaften der Mineralien etwas mehr, jedoch kommen nach seinem System auf Grund der Unschmelzbarkeit ohne weitere Unterabtheilungen die heterogensten Mineralien in eine Classe. — Kobell stellt, was ein wahrer Fortschritt ist und seinen Tabellen die grösste Anerkennung verschafft hat, das chemische Verhalten der Mineralien in erste Linie, schaltet aber die Silikate zwischen die übrigen Mineralien ein, dieselben lassen sich nicht immer mit Sicherheit bestimmen und es ist eine grössere Anzahl von Silikaten, der bündigen Anlage des Buches entsprechend, nicht in dasselbe aufgenommen.

Der Herr Verfasser hat nun behuf Bestimmung fast aller, auch der selteneren Silikate ein System gewählt, nach welchem, wie in den v. Kobell'schen Tabellen, die Schmelzbarkeit und das Verhalten zu Säuren angewandt, dagegen bei Ermittlung der Species die chemische, meist mit sehr wenig Material ausführbare Untersuchung auf trockenem und nassem Wege consequent viel weiter ins Detail ausgeführt wird, ohne die morphologischen und physischen Merkmale zu vernachlässigen. Eine Anzahl Mineralien, deren Verhalten bislang nicht bekannt war und erst durch den Herrn Verfasser oder ihm befreundete Mineralogen erforscht wurde, ist in das Buch aufgenommen, so wie auch eine strenge Kritik gegen zweifelhafte Angaben Anderer durchweg geübt wird.

Es darf also, abgesehen von einer zweckmässigen Anordnung überhaupt, die Annäherung jenes Hilfsmagnets gegen die Nadel nur so weit geschehen, als eben nöthig ist.

Was die senkrechte Bewegung des grossen Magnets betrifft, so ist diese leicht dadurch zu bewerkstelligen, dass man vor dem betreffenden Orte eine starke Pfoste zwischen Sohle und Firste treiben lässt. Ist nun das obere Ende der Pfoste mit einer Rolle versehen, und wird über diese ein Seil gelegt, an welchem der grosse Magnet in senkrechter Stellung befestigt ist, so lässt sich diesem bei einem Gewichte von 150 bis 200 Pfd., durch zwei kräftige Gehülfen die erforderliche Bewegung geben. Auch ist selbstverständlich, dass bei Aufstellung des Compasses diese in Bezug auf die Höhe über der Sohle den Umständen angepasst, also stets so gewählt sein muss, dass wenigstens die halbe Länge des Magnets vor dem Gegenorte, von der Horizontallinie durch den Compass abgerechnet, noch Raum findet.

Wer die Schwierigkeiten bei Bestimmung mancher Silikate durch Erfahrung kennt, wird das Erscheinen dieser Schrift mit Freuden begrüssen. Sie sei den Mineralogen, Berg- und Hüttenmännern aufs Wärmste empfohlen.

Durch ein Versehen dürfte auf S. 59 bei Angabe der Kupferreaktionen vor dem Löthrohr das Verhalten des Kupferoxyds im Oxydations- und Reduktionsfeuer zu Borax oder Phosphorsalz verwechselt sein.

Inhaltsangaben.

Revue universelle. 8. ann., 5. livr., Septbr. et Oct. 1864.

de France, Erfahrungen über Ponceleträder. — Picard über Zugutemachung von Eisenfrischschlacken durch Bildung von Schlackencokes. — Wilson, Darstellung von Eisen und anderen Metallen. — Price's neuer Cupuloofen. — Marin, über Siemen's Regeneratoröfen.

Bulletin de la soc. de l'industrie min. Tom. IX. 3. livr., Jan., Febr. et März 1864.

Evrard, mechanische Kohlenaufbereitung. — Luyton, über englische Steinkohlenbergwerke (Schluss). — Chadeffaud, über Siemen's Regeneratoröfen. — Renodier, über das in den mit Drahtseilleitungen versehenen Schächten der Bergbaugesellschaft von Beaubrun (St. Etienne) angewendete Wassergewältigungssystem.

Annales des mines. Tome V., 2. livr. de 1864.

Ville, über die im militärischen Territorium der Provinz Algier ausgeführten Bohrungen nach Wasser, begleitet von geologischen Studien. — Escalle, neue Chargirmethode. — Leblen, über Riggenbach's Dampfhammer zum Eintreiben von Pfählen. — de la Goupillière, über ein Transformationsverfahren für cylindrische und conische Zahnradgetriebe.

Civilingenieur, Bd. X., Heft 8. 1864.

Noeggerath, über den Einfluss des in den Herdraum einer Feuerung eingeleiteten Wasserdampfs auf den Heizeffekt. — Pferdégöpel von verschiedener Konstruktion.

BERG- UND HÜTTENMÄNNISCHE ZEITUNG.

Redaction:

BRUNO KERL, und **FRIEDRICH WIMMER,**
 Professor der Metallurgie Berggeschworne
 zu Clausthal.

Jährlich 52 Nummern mit vielen Beilagen, Tafeln und eingedruckten Holzschnitten. Abonnements-Preis vierteljährlich 1 Thlr. 15 Ngr. Zu beziehen durch alle Buchhandlungen und Postanstalten des In- und Auslandes. Original-Beiträge sind an Einen der Redacteurs franco einzusenden und werden halbjährig — auf Verlangen auch sofort nach Abdruck — entsprechend honorirt.

Inhalt: Chemische Untersuchung der Salinenprodukte von den Königlich Hannoverschen Salinen zu Salzderhelden, Sülbeck und Rothenfelde. Von H. Hahn. — Die Constitution des Roheisens. Von H. Hahn. — Bemerkungen über das Niederbringen tiefer Bohrlöcher von grösseren Dimensionen

(Schachtbohren). Von Julius von Sparre. (Fortsetzung.) — Die Mansfelder Hüttenprozesse in ihrer Abweichung von den Ober- und Unterharzer Kupfer- und Silbergewinnungsarbeiten. Von Albrecht von Groddeck. (Fortsetzung.) — Besprechungen. — Anzeigen.

Chemische Untersuchung der Salinenprodukte von den Königlich Hannoverschen Salinen zu Salzderhelden, Sülbeck und Rothenfelde.

Von
 Dr. H. Hahn in New-York.

Ehe ich die Resultate der im Clausthaler chemischen Laboratorium vorgenommenen Untersuchung der Salinenprodukte mittheile, will ich einige Notizen über die geognostischen und Betriebsverhältnisse, unter denen das Salz gewonnen wird, nach mir gewordenen ge-

fälligen Mittheilungen der betreffenden Herren Salinenbeamten vorausschicken.

A. Geognostische und Betriebs-Verhältnisse.

1) Salzderhelden. Die Bohrung des Sooloches begann am 11. Febr. 1857 und endete am 19. Febr. 1859. Das letzte Jahr wurde ununterbrochen Tag und Nacht gebohrt. Bis zu 29 $\frac{1}{3}$ Fuss Tiefe teufte man einen Schacht von 6 Quadratf. Querschnitt ab, was man jedoch wegen zu starken Wasserandranges nicht weiter fortsetzen konnte. Die durchsunkenen Schichten nebst der zugehörigen Mächtigkeit und Tiefe zeigt folgende Tabelle:

Formation.		Fuss.	Bis zur Tiefe. Fuss.	
Muschelkalk 329 Fuss	Bohrschacht 6 Fuss im Quadrat.	Ackererde und aufgeschütteter Boden	8 $\frac{1}{2}$	8 $\frac{1}{2}$
		Gelber Lehm	2 $\frac{1}{4}$	10 $\frac{3}{4}$
		Mergeliger thoniger Muschelkalk von gelber Farbe	2	12 $\frac{3}{4}$
		Fester Muschelkalk, in Platten von 1—4 Zoll brechend	4 $\frac{1}{4}$	17
		Mergeliger Muschelkalk ohne Thonbindemittel (starke Wasserquelle)	2 $\frac{5}{6}$	19 $\frac{5}{6}$
		Gelblicher Muschelkalk in starken Platten mit Thonbindemittel	4 $\frac{2}{3}$	24 $\frac{1}{2}$
		Grauer Muschelkalk in dünnen gebogenen Platten	3 $\frac{1}{2}$	28
		do. in 6—7 zöll. Platten (Absinken wegen zu vieler Wasser ein- gestellt)	1 $\frac{1}{3}$	29 $\frac{1}{3}$
		Muschelkalk von rauchgrauer Farbe	20 $\frac{1}{3}$	49 $\frac{2}{3}$
		„ von grauer und bräunlicher Farbe, sehr hart	11	60 $\frac{2}{3}$
	„ von rauchgrauer Farbe	14 $\frac{1}{3}$	75	
	„ thonig, doch hart, von grauer und röthlicher Farbe	22 $\frac{1}{2}$	97 $\frac{1}{2}$	
	„ nicht thonig; von grauer Farbe	3	100 $\frac{1}{2}$	
	„ von vermischter grauer und ockergelber Farbe	5	105 $\frac{1}{2}$	
	„ von heller Farbe	10	115 $\frac{1}{2}$	
	„ hart von bläulicher Farbe	18 $\frac{1}{2}$	134	
	„ von gelblich-blauer Farbe, mit milchigem Bohrschlamm	27	161	
	„ sehr hart, von reiner dunkelbläulichgrauer Farbe	2	163	
	„ desgl. etwas thoniger	1 $\frac{1}{2}$	164 $\frac{1}{2}$	
	„ von grauer Farbe, thonig	1 $\frac{1}{2}$	166	
	„ desgl. nicht thonig	2	168	
	„ von reiner ockergelber Farbe, mit desgl. Thon	10 $\frac{2}{3}$	178 $\frac{2}{3}$	
	„ von grauer Farbe	4 $\frac{1}{3}$	183	
	„ desgl. recht hart	9	192	
	„ von bläulich-grauer Farbe, meistens sehr hart	49	241	

Formation.		Fuss.	Bis zur Tiefe. Fuss.
Muschelkalk 329 Fuss	Muschelkalk von bläulicher reiner Farbe, hart	17	258
	„ von hellgelber Farbe, mit hellgelbem Bohrschlamm	2 ³ / ₄	260 ² / ₃
	„ von bläulicher Farbe, mit dunkelgelbem Schlamm	25 ³ / ₄	286 ¹ / ₂
	„ desgl. thonig	1 ¹ / ₂	288
	„ von gelblicher Farbe, thonig und von wechselnder Festigkeit	25	313
	„ blaugrauer reiner Thon	10	323
Buntsandsteinmergel bald mehr oder weniger roth, bunt oder grünlich, bald thonsteinartig oder schiefrig, aber ohne Sandstein, fortwährend mit vielem eingespr. Gyps 557 F. Bunter Sandstein.	„ blaugrauer Thonmergel mit eingesprengtem Gyps	6	329
	Braunrother thoniger Mergel	4	333
	desgl. mit eingesprengtem Gyps	27	360
	Braunrother Thonstein	20 ¹ / ₂	380 ¹ / ₂
	Bunter, rother und grünlicher schiefriger Mergel mit Gypsblättchen	13	393 ¹ / ₂
	Rothbrauner Mergel	8	401 ¹ / ₂
	Grüner schiefriger Mergel	8	409 ¹ / ₂
	Rothbrauner Mergel mit eingesprengtem Gyps	53 ¹ / ₂	463
	Grünlich-grauer schiefriger Mergel	12	475
	Rothbrauner Mergel, abwechselnd röther oder brauner, thoniger oder nicht		
	Ziegelrother Mergel mit Gyps, meistens thonig und sehr zähe; ist schwierig zu bohren, da mit je 20 Zoll zu löffeln war	60 ¹ / ₂	535 ¹ / ₂
		164 ¹ / ₂	700
	Grauer schiefriger Mergel, stellenweise mit vielem Gyps	21	721
	Grauer Mergel, mitunter bunt; bald thonig, bald nicht thonig	14	735
	Bunter Mergel, abwechselnd roth und blaugrau, letztere Farbe vorherrschend	110	845
Dolomit, Quarz, Mergel u. Gyps, Anhydrit 89 F.	Weisslichgrauer dolomitischer Mergel mit vielem Gyps (die 1,112 spec. schwere Soole eisenhaltig)	41	886
	Grauer Mergel mit hartem Dolomit und Gyps	2	888
	Sehr hartes quarziges helles Gestein	13 ¹ / ₃	901 ² / ₃
	desgl. mit vielem Marienglas	8 ¹ / ₃	910
	Bläulich-weisser thoniger Mergel	9	919
	do. mit Spuren von Anhydrit	9	928
	Weisslichgrauer, sehr blättergypshaltiger Mergel	12	940
	desgl. etwas thoniger, abwechselnd mit Quarz und Gyps	29	969
Salz-formation 371 ¹ / ₂ F.	Anhydrit mit Gyps	6	975
	Graues Steinsalz, stark Gyps und Thon haltig	240	1215
	Weisses Steinsalz	96	1311
	Gelbliches Steinsalz. Ohne das Ende der Steinsalz-Formation erreicht zu haben, die Bohrung geschlossen	35 ¹ / ₂	1346 ¹ / ₂

Die Zusammensetzung der erbohrten und geförderten Soole zeigt Analyse Nr. 7. Der Eisengehalt rührt von den beim Bohren abbrechenden Gezähtheilen her. Beim Beginn des Pumpenbetriebs entströmte dem Bohrloche eine grosse Menge SH, schon von Weitem erkennbar, die jetzt jedoch auf ein Unmerkliches herabgesunken ist. Eben so war zu Anfang die Gypsausscheidung in und ausserhalb der Saugröhre eine ausserordentlich grosse, hat aber auch nach einem vierjährigen Betriebe sehr nachgelassen. Die Hauptsoole Nr. 1a, welche zum Salzsieden und zur Bereitung der Soolbäder dient, stammt aus den oberen Lagen des Steinsalzes; Nr. 1b ist eine Soole, welche aus dem Tiefsten von 1346¹/₂ F. herrührt. 18000 Cubikfuss der Soole Nr. 1a geben 110 Cubikfuss Mutterlauge Nr. 4, welche nebst dem Pfannenstein Nr. 15 zur Fabrikation von Glaubersalz benutzt wird. Die Soole wird roh unter Zusatz von Rindsblut versotten, liefert zwar viel Schmutzsatz, jedoch auch ein sehr leichtes, beliebtes Kaufsalz.

2) Sülbeck. Bei Abteufung des dortigen Bohrloches, welches die Soole Nr. 2 aus einer Tiefe von 1200—1280 Fuss mit einer Temperatur von 15 bis

180⁵/₅ C., je nach dem Stande der äusseren Temperatur liefert, sind folgende Gebirgsschichten durchsunken:
Bis 120 Fuss Keuper.

„ 746 „ Muschelkalk; bei 281 F. Tiefe wurde eine 112° Soole (spec. Gew. 1,112) in Anhydrit und Gyps erbohrt, die später auf 39° zurücksank.
„ 1080 „ Bunter Sandstein.
„ 1198 „ Gyps und Anhydrit mit Steinsalz.
„ 1380 „ Steinsalz, dasselbe ist jedoch in dieser Tiefe noch nicht durchsunken.

Die Soole ist sehr gasreich, so dass beim Pumpenaufgange viel Gas aus dem Soolrührstrange sprudelnd aufsteigt; Entwicklung jetzt constant. Ehe die rohe Soole versotten wird, passirt sie die kurze Gradirung, welche mit geräumigen Soolschiffen versehen ist. In diesen wird sie mit Kalkhydrat versetzt (auf 1200 Cubikfuss kommen 2 Eimer), dann gehoben und rieselt hierauf an den Dornen herab, um den gelösten Kalk abzusetzen; hierauf fliesst sie nach dem Soolreservoir, wo sie mit 3 Pfd. Chlorkalk (wieder auf 1200 Cubikfuss) versetzt wird. In die Siedepfanne eingelassen,

Bemerkungen über das Niederbringen tiefer Bohrlöcher von grösseren Dimensionen (Schachtbohren).

Von

Julius von Sparre,

Königl. Preuss. Bergmeister und Bergassessor zu Oberhausen.

(Mit Fig. 1 u. 2 auf Taf. III.)

(Fortsetzung v. S. 52.)

Vortheilhaftester Meisselwinkel.

Es lässt sich nun die Frage stellen, welchen Winkel α man bei einem bestimmten Werthe des Reibungscoefficienten φ dem Bohrmeissel geben muss, um die grösstmögliche Arbeitsleistung zu erzielen. Man hat zu diesem Ende den Ausdruck A für die Arbeitsleistung nach α zu differenziiiren und den ersten Differentialcoefficienten gleich Null zu setzen. Man erhält dann, wenn man den constanten Faktor $G \cdot \frac{\varepsilon - 1}{\varepsilon} \cdot h$

 $= C$ setzt,

$$A = C \cdot \frac{\sin \frac{\alpha}{2}}{\operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} + \varphi}$$

und den ersten Differentialcoefficienten nach $\alpha =$

$$\delta A_{\alpha} = C \cdot \frac{\sin \frac{\alpha}{2} + \varphi \cdot \cos \frac{\alpha}{2} - \frac{\sin \frac{\alpha}{2}}{(\cos \frac{\alpha}{2})^2}}{(\operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} + \varphi)^2}$$

Dieser Ausdruck kann nur gleich Null werden, wenn der Zähler $= 0$ wird. Man hat daher

$$\begin{aligned} \sin \frac{\alpha}{2} + \varphi \cdot \cos \frac{\alpha}{2} &= \frac{\sin \frac{\alpha}{2}}{(\cos \frac{\alpha}{2})^2} = 0 \\ \sin \frac{\alpha}{2} \cdot (\cos \frac{\alpha}{2})^2 + \varphi \cdot (\cos \frac{\alpha}{2})^3 - \sin \frac{\alpha}{2} &= 0 \\ \varphi \cdot (\cos \frac{\alpha}{2})^3 - \sin \frac{\alpha}{2} \cdot [1 - (\cos \frac{\alpha}{2})^2] &= 0 \\ \varphi \cdot (\cos \frac{\alpha}{2})^3 - (\sin \frac{\alpha}{2})^3 &= 0 \\ \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} &= \sqrt[3]{\varphi}. \end{aligned}$$

Da sich nun der zweite Differentialcoefficient nach α als negativ herausstellt, so ist die Arbeit für den vorstehend gefundenen Werth von α ein Maximum.

Zahlenbeispiele.

Wendet man die gefundene Formel auf die oben berechneten Beispiele an, so erhält man für die Bohrarbeit im Sandstein

$$\operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} = \sqrt[3]{0,45}$$

$$\text{folglich } \frac{\alpha}{2} = 37^{\circ} 27' 48''$$

$$\text{und } \alpha = 74^{\circ} 55' 36''$$

und für das Bohren im Kalkstein (Muschelkalk)

$$\operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} = \sqrt[3]{0,24}$$

$$\text{folglich } \frac{\alpha}{2} = 31^{\circ} 51' 31''$$

$$\text{und } \alpha = 63^{\circ} 43' 2''$$

Berechnet man nun für diese neuen Werthe von α bei im Uebrigen unveränderten Zahlen die obigen Beispiele noch einmal, so erhält man bei der Bohrarbeit im Sandstein

$$\text{für } K = 1400 \text{ Pfd.}$$

$$s = 0,3860''$$

$$A = 1,1989 \text{ c''}$$

$$\text{für } K = 13000 \text{ Pfd.}$$

$$s = 0,1267''$$

$$A = 0,1291 \text{ c''}$$

und bei der Bohrarbeit im Kalkstein

$$\text{für } K = 1500 \text{ Pfd.}$$

$$s = 0,4584''$$

$$A = 1,3710 \text{ c''}$$

$$\text{für } K = 6000 \text{ Pfd.}$$

$$s = 0,2292''$$

$$A = 0,3428 \text{ c''}$$

Die Tiefe des Eindringens s wird also im ersteren Falle geringer, im zweiten grösser als früher gefunden; in beiden Fällen stellt sich aber die Arbeitsleistung grösser, als die bei dem Winkel von 70° berechnete heraus.

Praktische Folgerungen.

In der Praxis hat sich die Annahme herausgebildet, dass man je nach der grösseren oder geringeren Festigkeit des zu durchbohrenden Gesteins dem Bohrmeissel einen stumpfern oder spitzern Winkel geben müsse. Wie die gefundene Formel für das Maximum der Arbeitsleistung aber zeigt, ist der zweckmässigste Winkel des Bohrmeissels von dem Festigkeitsmodul ganz unabhängig und wird lediglich durch den Werth des Reibungscoefficienten bestimmt. Die obige Annahme würde also nur dann richtig sein, wenn der Werth des Reibungscoefficienten zu der Festigkeit des zu durchbohrenden Gesteins stets in einem bestimmten unveränderlichen Verhältnisse stände. Häufig mag nun allerdings mit der höheren Festigkeit eines Gesteins auch ein grösserer Werth des Reibungscoefficienten zusammentreffen, wie dies z. B. bei Sandstein im Vergleich zu schiefrigen oder kalkigen Gesteinen der Fall ist. Indessen lässt sich ein solches Verhältniss keineswegs als feste Regel aufstellen, und es dürfte deshalb für den Effekt der Bohrarbeit nicht ohne praktischen Nutzen sein, die Reibungscoefficienten der verschiedenen zu durchbohrenden Gebirgsschichten durch Versuche möglichst genau zu ermitteln und hiernach die Winkel der anzuwendenden Bohrmeissel zu bestimmen.

Vertiefung der ganzen Bohrlochsfläche.

Bis jetzt ist nun blos die Wirkung in's Auge gefasst worden, welche der Bohrer beim einmaligen Auffallen und zwar der einfache Meisselbohrer mit

gerader Schneide beim Auffallen auf eine ebene Gesteinsfläche hervorbringt. Es ist gezeigt worden, dass hierbei ein dreiseitiges Prisma von der Länge der Meisselschneide und von einer dem Eindringen des Meissels entsprechenden Breite und Tiefe aus dem festen Gestein herausgeschlagen wird. Beim Abteufen eines Bohrlochs soll aber ein cylindrischer Raum ausgehöhlt werden, dessen Durchmesser der Länge der Bohrschneide möglichst entspricht, und es lässt sich dies nicht anders als durch das sogenannte Umsetzen des Bohrers bewerkstelligen, indem man nämlich bei jedem wiederholten Schlage dem Meissel eine bestimmte Drehung um seine Axe giebt. Soll bei diesem successiven Fortdrehen des Meissels an keinem Punkte der Bohrlochsfläche noch unzerkleinerte Gebirgsmasse zurückbleiben, so darf offenbar die Drehung am äussersten Umfange des Bohrlochs nicht mehr als die Breite des prismatischen Körpers betragen, welcher bei jedem einzelnen Niederfalle herausgeschlagen wird. Nennt man diese Breite $= B$ und bezeichnet R den der Weite des Bohrlochs entsprechenden Halbmesser und ψ den Winkel, um welchen der Bohrer bei jedem einzelnen Niederfalle gedreht werden darf, so hat man den an der Peripherie zurückgelegten Weg $R\psi = B$. Da ferner eine Drehung des Bohrers um die halbe Peripherie nothwendig ist, um die ganze Bohrlochsfläche gleichmässig zu vertiefen, so hat man die Anzahl der hierzu erforderlichen Schläge $= \frac{R\pi}{\psi}$.

Ungleiche Vertheilung der Arbeitsleistung auf die Meissellänge.

Es ist nun ohne Weiteres einleuchtend, dass der in einem geringeren Abstände vom Mittelpunkte zurückgelegte Weg des Meissels, also wenn durch r ein kleinerer Halbmesser als R bezeichnet wird, der Weg $r\psi$ um eben so viel kleiner als die Breite des Meisselindrucks $B = R\psi$ sein muss, als das Verhältniss der Halbmesser $r : R$ angiebt. Je geringer der Abstand vom Mittelpunkte ist, um so mehr wird also auch der Eindruck des Meissels, wenn dieser um den Winkel ψ fortgedreht wird, mit dem bereits früher gemachten Meisseleindrücke zusammenfallen, und da der Widerstand, welchen das (etwa vorhandene) bereits losgeschlagene Gestein dem Eindringen des Meissels entgegengesetzt, als zu unbedeutend ausser Acht gelassen werden kann, so werden die verschiedenen Theile der Meisselschneide beim regelmässigen Fortgange der Bohrarbeit um so weniger Arbeit zu verrichten haben, je näher sie dem Mittelpunkte sind. Am Mittelpunkte selbst, wo die verrichtete Arbeit am Geringsten ausfällt, müsste dieselbe offenbar völlig gleich Null werden, wenn die Tiefe des Eindringens beim weiteren Fortsetzen des Bohrers unverändert dieselbe bliebe, wie beim ersten Auffallen desselben.

Einfluss auf die Gesamtleistung.

Diese Voraussetzung kann jedoch nicht als zutreffend bezeichnet werden, und es würde daher ein irrthümlicher Schluss sein, wenn man aus dem angegebenen Verhalten folgern wollte, dass der Gesamteffekt jedes einzelnen Niederfalles im Verlaufe der Bohrarbeit geringer sei, als beim ersten Eindringen des Meissels. Wie nämlich die oben entwickelten Formeln ergeben,

steht die Tiefe des Eindringens s zur Quadratwurzel aus der Meissellänge l in umgekehrtem Verhältniss, und da offenbar für l nur die wirksame Meissellänge eingesetzt werden darf, so muss auch die Tiefe des Eindringens in demselben Verhältniss grösser werden, als der Werth der Quadratwurzel aus der Meissellänge abnimmt. Die bei jedem Schlage verrichtete Arbeit hängt aber wieder von dem Werthe des Produkts ls^2 ab, muss also unverändert dieselbe bleiben, wenn die Tiefe des Eindringens s in demselben Maasse zunimmt, als die Quadratwurzel aus der Meissellänge l abnimmt. In der That zeigt auch der zuletzt gefundene Ausdruck für die Arbeit A , da in demselben die Meissellänge l gar nicht vorkommt, dass der Gesamteffekt von der wirksamen Meissellänge ganz unabhängig ist, also bei jedem Schlage dieselbe Gesteinsmasse zerkleinert wird, mag nun der Meissel in seiner ganzen Länge gleichmässig in das Gestein eindringen, oder mögen nur einzelne Theile der Meisselschneide vorzugsweise in Anspruch genommen werden.

Einfluss auf die Abnutzung.

Dagegen ist nicht ausser Acht zu lassen, dass bei der Berechnung des Effekts nach den entwickelten Formeln eine vollkommene Zuschärfung der Meisselschneide wesentliche Voraussetzung ist. Nun steht aber offenbar die Abführung der Meisselschneide zu der von derselben verrichteten Arbeit in geradem Verhältniss und muss also mit zunehmender Entfernung vom Mittelpunkte immer grösser werden. Da nun bei tiefen Bohrlöchern das Aufholen und Einlassen des Gestänges einen sehr wesentlichen Zeitverlust verursacht, so ist man darauf angewiesen, die eigentliche Bohrarbeit stets so lange als nur irgend möglich fortzusetzen und kommt dadurch meistens in die Lage, an der Peripherie und in der Nähe derselben schon mit gänzlich abgestumpftem Meissel arbeiten zu müssen, während derselbe in der Nähe des Mittelpunktes noch seine volle Schärfe bewahrt. Nun ist aber bereits Eingangs dieses Aufsatzes darauf aufmerksam gemacht, wie sehr der Effekt der Bohrarbeit dadurch beeinträchtigt wird, wenn die Meisselschneide ihre keilförmige Gestalt nicht bewahrt, sondern sich statt der in das Gestein eindringenden Schärfe eine horizontale Fläche von messbarer Ausdehnung bildet. Da die derart abgestumpfte Länge des Bohrmeissels den Widerstand des Gesteins nur durch vertikales Zusammendrücken zu bewältigen vermag, und diese Zusammendrückbarkeit sehr gering ist, so wird nach und nach die gesamte Kraft, womit der Bohrer niederfällt, durch diese abgestumpften Theile der Bohrschneide absorbiert werden und die im Ganzen verrichtete Arbeit, da der Bohrer in seiner ganzen Länge nur gleichmässig vordringen kann, immer geringer ausfallen. Je grösser der Durchmesser des Bohrlochs ist, um so mehr müssen die durch die ungleichmässige Abnutzung der Bohrschneide hervortretenden Uebelstände empfunden werden. In den mittleren Entfernungen r und R vom Mittelpunkte hat je ein Zoll der Meissellänge bei einer halben Umdrehung annähernd die Gesteinsfläche $r\pi$ und $R\pi$ abzubohren, oder die von der gleichen Länge der Meisselschneide zu verrichtende Arbeit verhält sich ungefähr, wie die mittleren Halbmesser.

Mittel zur Beseitigung der ungleichmässigen Abnutzung.

Mithin müsste, wenn die Abnutzung der Schneide gleichmässig vor sich gehen sollte, die an jedem Punkte wirksame Meissellänge in ungefähr gleichem Verhältnisse zum Abstände vom Mittelpunkte zunehmen.

Theilweise Vervielfältigung der Meisselschneiden.

Beim einfachen Meisselbohrer mit radial laufender horizontaler Schneide enthält diese Bedingung offenbar einen Widerspruch in sich und lässt sich, wenn die horizontale Lage der Bohrschneide und zugleich die radiale Richtung derselben beibehalten werden soll, nur dadurch annähernd erfüllen, dass man mit zunehmender Entfernung vom Mittelpunkte auch die Anzahl der wirksamen Bohrschneiden vervielfältigt, etwa in der Weise, wie dies durch Fig. 2 auf Taf. III. verdeutlicht wird. Der nach der Peripherie zu gerichtete Theil jeder einzelnen Schneide wird hierbei zwar immer noch stärker abgeführt werden, als der nach dem Mittelpunkte zugerichtete; indessen kann man bei einem gegebenen Gebirge die Länge der mittleren Bohrschneide erfahrungsmässig so bestimmen, dass die äusseren Endpunkte derselben ihre Schärfe so lange vollständig bewahren, bis eine Gesteinsmasse, welche das Aufholen des Gestänges und das Reinigen des Bohrlochs unbedingt nothwendig macht, abgebohrt ist. Je nachdem dann das niederzubringende Bohrloch die doppelte, drei- oder mehrfache Weite der ermittelten Länge haben soll, würde man auch die entsprechende Anzahl von Ringzonen dem mittleren Meissel zufügen und bis zum doppelten Abstände vom Mittelpunkte 2 Meisselschneiden, von hier bis zum dreifachen Abstände 3 Meisselschneiden u. s. w. nebeneinander anbringen. Auf diese Weise würde man eine im Ganzen ziemlich gleichmässige Abnutzung der Meisselschneiden erzielen und wenigstens den verhältnissmässig starken Verschleiss der äussern Peripherie beseitigen.

(Fortsetzung folgt.)

Die Mansfelder Hüttenprozesse in ihrer Abweichung von den Ober- und Unterharzer Kupfer- und Silbergewinnungsarbeiten.

Vom

Ingenieur **Albrecht von Groddeck**,

Docenten der Bergbaukunde an der Königl. Bergakademie zu Clausthal.

(Fortsetzung von S. 33.)

Das Schwarzkupferschmelzen. Das Schwarzmachen geschieht in einem Brillenofen ohne Rast mittelst Cokes und bei Anwendung eines verhältnissmässig stark gepressten Windes.

Die Oefen. Auf Gottesbelohnungshütte sind zwei Schwarzkupferöfen (mit gemeinschaftlichen Flugstaubkammern) abwechselnd im Betriebe. Ein dritter gleicher Ofen mit aparter Flugstaubkammer dient zum Ab-

gängeschmelzen. Sämmtliche Flugstaubkammern münden in eine gemeinschaftliche Esse.

Das aus Zechstein bestehende Fundament des Ofens wird von einem Canal durchfahren, in dem die Windleitungsröhren sich befinden. Auf dem geneigt liegenden Bodenstein aus weissem Sandstein von Polleben liegt eine Quarzlage. Bis zu 6 Fuss 6 Zoll Höhe über dem Bodenstein ist der Ofen ca. 2 Fuss stark aus weissem Sandstein von Besenburg oder Polleben erbaut. Die 6 Fuss hohe Vorwand besteht ebenso, wie der obere Theil des Ofens, aus Barnsteinen. In der Vorwand sind über einander 3 Oeffnungen (2 Zoll Quadrat) angebracht, um durch dieselben Versetzungen entfernen zu können und je nach Bedürfniss die Flamme heraus schlagen zu lassen. Der Wind strömt mit ca. $\frac{3}{4}$ Pfd. Pressung 28 Zoll über dem Bodenstein durch die Form in den Ofen. Die Form besteht aus Gusseisen und ist wie bei den Rohöfen in Lehm eingebettet. Man giebt der Form ein ganz geringes Stechen. Die Oefen sind $18\frac{3}{4}$ Fuss hoch, haben einen trapezoidischen Querschnitt und sind im Uebrigen eben so wie die Rohöfen eingerichtet.

Das Gebläse. Zum Betriebe der Rohöfen ist ein gekuppeltes Cylindergebläse vorhanden. Die Kolben haben 38 Zoll Durchmesser und 42 Zoll Hub. Jeder Doppelhub liefert 55 Cubikfuss Luft von atmosphärischer Dichte. Das Gebläse wird durch ein Wasserrad bewegt, an dessen Welle auch die Hebepumpe für die Laugerei hängt.

Betrieb der Oefen.

Das Anhängen. Das Anhängen geschieht mittelst Holzkohlen. Zum Nasenschmelzen werden zuerst 5 Ctr. Schieferschlacke mit $1-1\frac{1}{2}$ Ctr. Flussspath in Sätzen von ca. $\frac{1}{4}$ Ctr. auf $\frac{1}{3}$ Tonne Holzkohlen durchgesetzt, sodann 25 Ctr. reiche Schlacken vom Schwarzkupferschmelzen selbst mit 5 Ctr. Schieferschlacken und 2—3 Ctr. Schwefelkies (um den Kupfergehalt der reichen Schlacke im Stein zu concentriren) in Sätzen derselben Art.

Darnach beginnt man Rückstände zu setzen und zwar anfangs $\frac{1}{2}$ Ctr. mit 12 Pfd. Zuschlag (reiche Schlacke und Dünnsstein im Verhältniss von 2 : 1) auf $\frac{1}{3}$ Tonne Cokes. Allmählig wird von $\frac{1}{3}$ Tonne zu $\frac{1}{5}$ Tonne Cokes übergegangen und die dazu gehörige Beschickung auf 1 Ctr. Batzen mit 24 Pfd. Zuschlag gesteigert. Dies ist der normale Satz.

Aufgeben. Die Batzen werden in eisenblechernen Kästen à $\frac{1}{2}$ Ctr. Inhalt auf einem kleinen Wagen aus dem Trockenraum nach dem Möllerboden gebremst, die Zuschläge und Cokes durch einen hydraulischen Gichtaufzug, aus den auf dem Boden des Laugereigebäudes stehenden Wasserbottichen gespeist, auf den Möllerboden geschafft und hier erstere in Stadeln von 45 Ctr. aufgefahren, und zwar 30 Ctr. Randschlacke oder reiche Schlacke und 15 Ctr. Dünnsstein.

Das Aufgeben geschieht in gewöhnlicher Weise. Der Beschickung werden die beim Betriebe fallenden Krätzen und die beim Putzen des Schwarzkupfers fallenden Stücke, der Schweel zugesetzt und zwar auf jeden Satz, je nach Vorrath, 12 bis 24 Pfd. zusammen.

Die Gicht wird, soweit es bei dem scharfen Gebläse möglich ist, dunkel gehalten.

Nasenführung. Die Nase wird kurz, etwa 4 Zoll lang, aber mit starkem Stechen geführt und muss wegen des immer etwas hitzigen Ganges stets mit dem Naseneisen gehalten werden. Damit Nase und Form nicht abschmelzen, sind beide von Zeit zu Zeit durch feuchten Strohlehm zu kühlen, und zwar 7 bis 11 Mal in der 12stündigen Schicht.

Arbeiten vor dem Ofen. Die beiden vor dem Ofen befindlichen Herde, welche übrigens alle 24 Stdn. erneuert werden müssen, füllt man abwechselnd mit den geschmolzenen Massen. Diese bestehen, von unten nach oben gehend, aus: Schwarzkupfer, Dünstein und Schlacke. Sie werden durch Scheibenreissen aus dem Herde entfernt. Die Herde werden — 2 Fuss von dem Auge entfernt — aus schwerem Gestübbe (2 Thl. Lehm und $\frac{1}{2}$ Thl. Holzkohlen mit $\frac{1}{2}$ Thl. Cokesgestübbe gemengt) hergestellt. Die grosse Entfernung der Herde von den Augen hat folgenden Grund: während des Betriebes saugt sich die Quarzsohle des Ofens voll Metall und stellt endlich eine feste Kupfersohle dar, die sich auch durch die Augen hindurch nach dem Tiegel zu oft in beträchtlicher Länge ausbreitet. Die daraus sich ergebenden Uebelstände sind selbstverständlich.

Jeder Herd wird 2 bis 3 Mal hintereinander gefüllt. Während des Herdmachens sind beide Augen geschlossen und die Flamme schlägt aus den Oeffnungen in der Vorwand. Das in dieser Zeit sich ansammelnde Kupfer stürzt rasch in den Tiegel, wenn man das Auge oben öffnet. Damit das erste Ausfliessen nicht zu heftig sei, wird der Wind dabei abgestellt. Sobald die über dem Stich stehende Flüssigkeit abgelassen, wird einige Mal stossweise und dann voller Wind gegeben. Die niedergeschmolzenen Massen füllen den Vorherd, wobei die viel Zinkoxyd absetzende Flamme lebhaft aus dem Auge schlagen muss.

Sobald der Herd ganz gefüllt ist, wird die erste Schlackenscheibe als Krätze abgesondert, die folgenden Schlackenscheiben zum Anwärmen des neugemachten Herdes benutzt und dann vor die Hütte gefahren.

Sobald der Dünstein, durch seine Leichtflüssigkeit

leicht kenntlich, unter der Schlacke hervordringt und auf der Hüttensohle fortläuft, stellt man den Wind ab, reinigt das Auge und schliesst es sodann mit Gestübbe. Die auf der Reise befindliche Schlacke wird zur Krätze gegeben, eben so die dicht über dem Dünstein liegende Schlackenscheibe.

Von Dünstein, durch seine hellere Farbe und Dünflüssigkeit leicht erkennbar, werden bei normalem Ofengange 5—7 Scheiben von $\frac{1}{8}$ — $\frac{3}{8}$ Zoll Stärke abgehoben. Das Kupfer, schwerer als Schlacke und Stein erstarrend, wird mit Wasser besprengt, in $1\frac{1}{2}$ —2 Zoll dicken Scheiben abgehoben und noch rothglühend, oft mit grosser Anstrengung zerschlagen. Es fallen 6 bis 10 solcher Scheiben. Ist der Herd entleert, so wird in den andern gut abgewärmten, wie eben beschrieben, abgestochen und der 2 bis $2\frac{1}{2}$ Stunden dauernde Prozess wiederholt sich bis zum neuen Scheibenreissen.

Zeichen eines guten Ofenganges. Die Nase muss sternhell sein und die Flamme mit mässiger Geschwindigkeit aus den Augen und den Löchern der Vorwand schlagen. Die Schlackenscheiben müssen leicht im Herde emporgehen und nicht an den Rändern von empordringendem Dünstein bespült werden, so wie auch bei jedem Umstechen mindestens 5 bis 7 Scheiben Dünstein fallen.

Mittel gegen einen schlechten Ofengang. Wenn die Nase sehr hell ist, muss an Satz abgebrochen werden. Schlägt die Flamme zu stark aus den Augen, so muss man den Ofen auf Versetzungen untersuchen und solche, wenn sie sich vorfinden, entfernen. Sind die Schlackenscheiben schwer und fehlt es an Dünstein, so muss der Beschickung durch einen grösseren Dünsteinzusatz Schwefel zugeführt werden. Man setzt zu diesem Ende auch wohl den bei der Laugerei gewonnenen Gyps zu.

Ausblasen. Um alles Kupfer aus dem Ofen möglichst zu entfernen, werden noch zuletzt 25 Ctr. reiche Schlacken oder Randschlacken, 5 Ctr. Rohschlacken und 3—4 Ctr. Schwefelkies in Sätzen von $\frac{1}{5}$ Tonnen leichten Cokes und ca. $\frac{3}{4}$ Ctr. Beschickung durchgesetzt.

(Fortsetzung folgt.)

Besprechungen.

Lehrbuch der gesamten Tunnelbaukunst von Franz Rziha. Mit ca. 600 in den Text eingedr. Holzschnitten aus der xylographischen Anstalt der Gebr. Siméon in Braunschweig. Erste Lieferung. Berlin, Verlag von Ernst & Korn (Gropius'sche Buch- und Kunsthandlung). 1864.

Schon vor etwa $\frac{3}{4}$ Jahren erschien, die Tunnelbaumethode in Eisen behandelnd, ein Vorläufer des jetzt in erster Lieferung vorliegenden Lehrbuches der gesamten Tunnelbaukunst. Wir begrüssten damals im Voraus mit Freuden das in Aussicht gestellte, eine fühlbare Lücke in der betreffenden Literatur ausfüllende Werk und finden uns jetzt in unsern Erwartungen im hohen Maasse befriedigt, hoffend, dass in dem vorgesteckten Umfange das im Prospectus angegebene Material eine gleiche Berücksichtigung erfahren werde.

In der vorliegenden ersten Lieferung behandelt der Ver-

fasser das 1. und 2. Kapitel des I. Abschnitts, die Arbeiten der bergmännischen Gewinnung und zwar zunächst die eigentlichen Häuerarbeiten bis incl. des Bohrens und Schiessens. In diesem vorbereitenden Theile ist der Natur der Sache nach freilich wenig Neues enthalten; der Verfasser ist im Wesentlichen der Gewinnungslehre von Gättschmann gefolgt, hat es aber an interessanten und anregenden Discussionen, denen eigene Ansichten zu Grunde gelegt sind, nicht fehlen lassen.

Am Ausführlichsten ist die Sprengarbeit — das Bohren und Schiessen — behandelt und ausser der Ausführung dieser Arbeit hat auch das Geschichtliche derselben in umfassender Weise Berücksichtigung gefunden.

Mit Recht hat der Verfasser im zweiten Kapitel das im Prospectus nicht mit angeführte, aber den Bestrebungen unserer Zeit so sehr entsprechende Maschinenbohren mit herangezogen und das darüber bis jetzt noch in verschiedenen Zeitschriften zerstreute Material zusammengetragen und gesichtet.

Die übersichtliche Anordnung des gesamten Materials lässt Nichts zu wünschen übrig. Tabellarische Zusammenstellungen von Arbeitsleistungen und Materialaufwand, chrono-

logisch geordnete wichtige Begebenheiten und vor Allem in saubern Text eingedruckte elegante Holzschnitte erleichtern die Benutzung des Werks aufs Wesentlichste.

Der Verlagshandlung gebührt das Verdienst äusserst zweckmässiger, sorgfältiger, gefälliger und, im wahren Sinne des Worts, schöner Ausstattung des Buches.

Wir können demselben in der gerechtfertigtesten Weise volles Lob zollen und empfehlen es den betreffenden Fachmännern und technischen Lehranstalten, namentlich auch den bergmännischen aufs Wärmste.

Trotz der bedeutenden Vorzüge, die das Werk schon in seinem Eingange zeigt, dürfen wir einige Aussetzungen, die wir daran zu machen haben, nicht verschweigen. Auf eigene Erfahrungen und Beobachtungen uns stützend, können wir die Ansichten des Verfassers über die zweckmässigsten Formen der Gezähstücke etc. in Manchem nicht theilen. So halten wir z. B. die gerade Meisselschneide am Bohrer bei mildem und gebrächem Gesteine für diejenige, welche trotz mancher Mängel die Arbeit am besten fördert, während wir nur bei festem und sehr festem Gesteine der mässig gekrümmten Schneide den Vorzug einräumen. — Bei den Bickford'schen Zündern sind einige wesentliche Nachteile überschen. — Auf Seite 62 (in der chronologischen Tabelle) und auf Seite 131 erwähnt der Verfasser einer vom Rector Henning Huthmann zu Ilfeld am Harze vorgeschlagenen ersten Bohrmaschine. Diese Maschine gehört aber den Erdbohrmaschinen, insbesondere den Maschinen zum Schachtbohren an. Denn Calvör's eigene Worte (vide dessen Nachrichten über das Maschinenwesen etc. 1763. 2. Theil S. 27) lauten:

„Vier Jahre vorher, ehe Zumpe das Lettenschieszen vorgeschlagen (1687), hat sich Mag. Henning Huthmann, dimitirter Rector in Ilfeld, bei dem damaligen Geheimden Rath, Landdrosten und Berghauptmann, Hieronimus von Witzendorf, mit einem Instrument gemeldet, womit anstatt des Bohrens und Schiessens das Gestein in den Gruben im Absinken gewonnen und dadurch das Pulver erspart werden sollte.“

Mit demselben Rechte hätte der Verfasser auch die ums Jahr 1721 von dem Zellerfelder Maschinendirector Johann Just Bartels in Vorschlag gebrachte Bohrmaschine erwähnen können (vide Calvör, 1. Thl., S. 3), die aber ebenfalls nicht zum Bohren von Sprenglöchern bestimmt war, vielmehr in der Geschichte der Schachtbohrmaschinen ihren Platz verdient.

Die Braunkohle und ihre Verwendung von C. F. Zinken in Halle an der Saale. Erster Theil. Die Physiographie der Braunkohle. Mit 3 lithogr. Tafeln und mit Holzschnitten. Erstes Heft. (S. 1—176.) Hannover, Carl Rümpler. 1865.

Das Erscheinen dieser Monographie über die Naturgeschichte der Braunkohle und ihre Verwendung findet seine volle Berechtigung in der grossen Wichtigkeit, welche dieser Körper als Brennstoff und Düngemittel, so wie als Beleuchtungsmaterial behuf Darstellung von Oelen, Paraffin etc. in der Neuzeit erlangt hat. Sowohl der Bergmann, als der die Braunkohle benutzende Techniker wird in dieser Rücksicht von der Schrift der werthvollsten Winke gewärtig sein können.

Aber dieselbe befriedigt auch in hohem Maasse den Mann der Wissenschaft, indem sie Ausführliches über die mineralogischen, geognostischen und paläontologischen Beziehungen der Braunkohle bringt. Mitten in der durch ihre Braunkohlenindustrie berühmten Provinz Sachsen wohnhaft, standen dem Hrn. Verfasser bei Abfassung seines nach dem vorliegenden Hefte wahrhaft gediegenen, sehr gründlichen Werkes die reichlichsten Hilfsmittel und eine Fülle eigener Erfahrungen zur Seite.

Die Einleitung giebt Geschichtliches und die Literatur über die Braunkohle, dann folgen ihre physikalischen und chemischen Eigenschaften, ihre Entstehung in chemischer und geologischer Hinsicht, das relative Alter, die Arten der Braun-

kohle, die sie begleitenden Mineralien und Gebirgsarten, die Braunkohlenflötze, eine Uebersicht über Tektonik grösserer tertiärer Kohlenbecken Europas, so wie die Fundorte und Gewinnungspunkte von Braunkohlen. Hiermit schliesst der erste Theil; der zweite wird die Verwendung der Braunkohle behandeln und das ganze Werk soll in 5—6 Lieferungen ausgegeben werden.

Hinsichtlich der Ausstattung bietet das vorliegende erste Heft des ersten Theils (Einleitung bis Arten der Braunkohle) Musterhaftes.

Messbänder von Stahl,

empfehle den Herren Markscheidern als ein ausgezeichnetes Mittel zu Messungen über und unter Tag. Das Stahlband legt sich geradlinig auf, lässt sich gut auf- und abrollen und dehnt sich bei und durch den Gebrauch nicht im Mindesten aus. Die von mir dazu construirten soliden Gehäuse von Messing, mit harter stählerner Drehaxe und Suspension, gewähren dem Bande nicht allein allen Schutz vor Beschädigung, sondern auch eine sichere und bequeme Handhabung. Bänder 10 Lachter (à 2 Meter) lang, halte vorrätig, liefere deren jedoch auf Bestellung in beliebiger Länge und Eintheilung.

C. Osterland in Freiberg.

Ein praktisch und theoretisch gebildeter Ingenieur, welcher einer grösseren Maschinenfabrik im Freiburger Bezirksreviere vorsteht, sucht seine Stellung aufzugeben, um eine Stellung als Bergingenieur anzunehmen. Geehrte Reflectanten wollen Ihre Eingaben unter Chiffre A. B. Nr. 18 an Arthur Felix in Leipzig franco abgehen lassen.

Ein Mann in den besten Jahren, der in Preussen das Bergreferendar-Examen absolvirt und seine Erfahrungen im Betriebs- und Verwaltungswesen als Beamter zu bereichern Gelegenheit hatte, sucht seine Stellung gegen eine andere bei einem grösseren Bergwerk zu vertauschen. Offerten unter K. K. Nr. 18 sind an Arthur Felix in Leipzig zu senden.

Ein neues Gesangbuch. Der alte fromme, jetzt noch fortbestehende Brauch, wonach der Bergmann im Verein mit seinen Berufsgenossen vor seiner schweren und gefährvollen Arbeit durch Gesang und Gebet sich zu Gott zu erheben pflegt, hat von Zeit zu Zeit die Bearbeitung besonderer Grubengesangbücher veranlasst.

Vor Kurzem ist ein solches Gesangbuch, welches jedoch nicht nur zu den Andachten auf der Grube, sondern auch zur christlichen Erbauung im Hause sich eignet, unter der besonderen Mithilfe des geistlichen Liederdichters Dr. Adolf Präuss in Freiberg, herausgegeben worden. Es führt den Titel:

Evangelischer Berg- und Haus-Altar.
Gesangbuch für Grube und Haus.

(Preis ungebunden nur 7½ Ngr., gebunden 10 Ngr. Verlag der Gerlach'schen Buchdruckerei in Freiberg.) Zumal bei dem billigen Preise empfiehlt sich dieses Gesangbuch nicht nur zu allgemeiner Einführung in den Betstuben der Grube, sondern auch für jede Familie, arm oder reich.

BERG- UND HUETTENMÄNNISCHE ZEITUNG.

Redaction:

BRUNO KERL,

und

FRIEDRICH WIMMER,

Professor der Metallurgie

Berggeschworne

zu Clausthal.

Jährlich 52 Nummern mit vielen Beilagen, Tafeln und eingedruckten Holzschnitten. Abonnements-Preis vierteljährlich 1 Thlr. 15 Ngr. Zu beziehen durch alle Buchhandlungen und Postanstalten des In- und Auslandes. Original-Beiträge sind an Einen der Redacteurs franco einzusenden und werden halbjährig — auf Verlangen auch sofort nach Abdruck — entsprechend honorirt.

Inhalt: Bemerkungen über das Niederbringen tiefer Bohrlöcher von grösseren Dimensionen (Schachtbohren). Von Julius von Sparre. (Fortsetzung.) — Verhandlungen des Bergmännischen Vereins zu Freiberg. (Fortsetzung.) — Notizen über die Müsener Metallhütten. — Die Mansfelder Hüttenprozesse in ihrer Abweichung von den Ober- und Unterharzer Kupfer- und Silbergewinnungsarbeiten. Von Albrecht von Groddeck. (Fortsetzung.) — Verschiedenheiten beim Cüpföfenbetrieb in Frankreich und im Siegenschen. — Hundertjähriges Jubiläum der Freiburger Bergakademie. — Notizen. Anzeigen.

Bemerkungen über das Niederbringen tiefer Bohrlöcher von grösseren Dimensionen (Schachtbohren).

Von

Julius von Sparre,

Königl. Preuss. Bergmeister und Bergassessor zu Oberhausen.

(Mit Fig. 9—11 auf Taf. III.)

(Fortsetzung statt Schluss v. S. 74.)

Modificationen bei dem nach der Kreisevol-
vende geformten Meissel.

Geht man nun zur Betrachtung des nach der Kreisevolvente geformten Bohrmeissels über, so ergibt sich zunächst, dass — wenn in Fig. 9, Taf. III. mce die Lage der Bohrschneide in der Nähe der Peripherie und ab die grösste Dicke des nach beiden Seiten hin keilförmig anlaufenden Bohrmeissels bezeichnet — die Linie ab auch zugleich die äussere Grenze angiebt, bis zu welcher von der Mitte oder von m aus gerechnet, diese nach beiden Seiten hin gerichtete Keilform zulässig ist. Von c bis e dürfen dagegen nur Schneiden mit nach innen gerichteter keilförmiger Verstärkung angewendet werden. Es ist dann aber ferner aus der Zeichnung ersichtlich, dass, wenn gh die der Tiefe des jedesmaligen Eindringens entsprechende mittlere Breite des Meisselindrucks bezeichnet, wenn daher bei entsprechender Umsetzung des Bohrers $m_1c_1e_1$ die frühere und $m_2c_2e_2$ die nächstfolgende Lage der Meisselschneide darstellt, eine gleichmässige Vertiefung des Bohrlochs nur bis zum Halbmesser c, c_2 , stattfindet; über diesen Halbmesser hinaus bleibt bei jeder Umsetzung des Bohrers ein Stück $e_1c_1g_1ief, ecgi_2, e_2f_2$, u. s. w. unabgebohrt, oder — was im Effekte dasselbe ist — bei gleichmässiger Vertiefung des Bohrlochs, wie sie der regelmässige Fortgang der Arbeit mit sich

bringt, hat der Theil ee der Meisselschneide eine verhältnissmässig grössere und zwar in der unmittelbaren Nähe der Peripherie die grösste Arbeit zu verrichten, ist daher auch einer weit stärkeren Abnutzung unterworfen, als die übrigen Theile der Meisselschneide. Wie der Anblick der Figur ohne Weiteres ergibt, kann diesem Uebelstande dadurch vollständig abgeholfen werden, dass man einestheils die in der Richtung der Evolvende laufende Schneide auf die Länge gf_2 doppelt einsetzt und ausserdem noch eine in der Richtung der Peripherie gekrümmte Schneide von der Länge $e_2e_2 = 2f_2e_2$ hinzufügt. Selbstredend ist für eine symmetrische Anordnung dieser Schneiden Sorge zu tragen, damit das vertikale Niederfallen des Bohrers nicht beeinträchtigt wird.

Nachtheilige Seitenreibung.

Wenn nun auch bei der zuletzt angegebenen Konstruktion des zum Niederbringen weiter Bohrlöcher (Bohrschächte) bestimmten Bohrers allen Anforderungen für einen günstigen Effekt der Arbeit soweit Rechnung getragen ist, als dies bei einem festen Verbande der einzelnen Bohrschneiden unter einander überhaupt möglich ist, so bleibt doch immer noch der Uebelstand bestehen, dass die in der Richtung der Peripherie laufenden Schneiden unmittelbar an die Seitenwände des Bohrlochs anschliessen und daselbst während des ganzen Wegs, den der Bohrer beim Aufgange und Niederfalle zurücklegt, eine starke Reibung erzeugen. Diese macht aber nicht allein eine grössere Kraft beim Anholen des Gestänges nöthig, sondern verzögert auch die Geschwindigkeit des Niederfallens, so dass hierdurch die Wirkung auf das Gestein abgeschwächt wird; ausserdem giebt die beständige Reibung an den Seitenwänden bei milden und klüftigen Gebirgsschichten leicht Veranlassung zum Nachfalle, und es ist bekannt, dass hierdurch die erheblichsten Störungen in dem Fortgange der Bohrarbeit hervorgebracht werden können. Endlich darf nicht übersehen werden, dass bei der Berechnung der erforderlichen Länge des nach der Richtung der Peripherie gekrümmten Theils der Meisselschneide nur diejenige Abnutzung in Betracht gezogen ist, welche der Bohrer beim jedesmaligen Eindringen in das feste Gestein erleidet. Da aber die für diesen Theil noch hinzukommende Seitenreibung an den Bohrlochswänden unausgesetzt während des Auf- und Nieder-

ganges wirkt, und da der Weg dieser Reibung, welcher sonach der doppelten Hubhöhe entspricht, gegen die jedesmalige Tiefe des Eindringens ausserordentlich gross ist, so wird immer noch eine unverhältnissmässig rasche Abführung des nach der Peripherie zugekehrten Theils der Schneide stattfinden und sich selbst durch eine noch so grosse Vermehrung der Länge nicht beseitigen lassen. Es müsste daher äusserst wünschenswerth sein, dem Bohrer eine derartige Einrichtung geben zu können, dass sich der Abstand der Peripherieschneiden vom Mittelpunkt beim jedesmaligen Anhub des Gestänges hinlänglich verringerte, um die schädliche Seitenreibung ganz verschwinden zu lassen, und dass demungeachtet im Momente des Niederfallens die Schneiden am richtigen Punkte ihre Wirkung äusserten.

Verschiebbares Bohrgestänge.

Bei Bohrlöchern von nicht gar zu geringem Durchmesser würde eine derartige Vorrichtung keine unübersteiglichen Schwierigkeiten darbieten. Man brauchte nur die Bohrstange aus einzelnen nach schräg laufenden Ebenen gegen einander verschiebbaren Theilen zusammen zu setzen, etwa in der Weise, wie dies aus dem unteren Theile der Figuren 10 und 11 zu ersähen ist. *aa* stellt hierbei die mittlere, *bbbb* die beiden äusseren Bohrstangen vor, welche letztere am oberen Theile durch die Verbindungsstücke *ee* fest mit einander verkeilt sind, so dass sie sich nur als ein Ganzes auf- und niederbewegen lassen. Eine zweite Verbindung der beiden äusseren Bohrstangen ist weiter unterhalb durch die eisernen Querriegel *ff* hergestellt, welche schwalbenschwanzartig in die Bohrstangen eingelassen sind und nur den unteren Enden eine nach auswärts gehende federnde Bewegung innerhalb der Elasticitätsgrenze gestatten. Die in ihrer oberen Länge parallelepipedische mittlere Bohrstange ist in der Gegend dieser Querriegel um die Dicke derselben abgeschwächt und zwar auf eine Höhe, welche der Entfernung, um welche die beiden Gestänge gegen einander verschiebbar sein sollen, entspricht. Am untern Theile hat die mittlere Bohrstange eine keilförmige Endigung, so dass sich hier an den beiden den äusseren Bohrstangen zugekehrten Seiten geneigte Ebenen bilden, denen kurze Abschrägungen am unteren Ende der letzteren entsprechen. Diese sind im Uebrigen ebenfalls parallelepipedisch geformt und nur an den unteren Enden mit zur Aufnahme der Meissel dienenden Verstärkungen versehen. Um das seitliche Ausweichen der äusseren Bohrstangen zu vermeiden, ist unten an der mittleren Bohrstange eine Leitung *w* befestigt.

Der Hauptmeissel *c* ist in die mittlere Bohrstange und die zum Nachschneiden der Peripherie bestimmten beiden Meissel *dd* sind in die äusseren Bohrstangen eingelassen. In der Zeichnung sind der Einfachheit wegen allenthalben nur gewöhnliche radial laufende Meisselschneiden dargestellt. Das Erforderliche in Betreff der zur Erhöhung des Effekts anzubringenden Modificationen in Form und Richtung, namentlich auch, dass die in die beiden äusseren Bohrstangen eingesetzten Meisselschneiden eigentlich nach der Richtung der Peripherie laufen müssten, lässt sich ohne Weiteres aus den früheren Entwicklungen entnehmen.

Wirkungsweise und Vortheile.

Die Wirkungsweise der dargestellten Vorrichtung ist folgende: Der Angriff beim Anheben des Gestänges muss an der Verbindung der beiden äusseren Bohrstangen erfolgen; erst wenn die letzteren so weit gehoben sind, dass die Querriegel *ff* unter den oberen Vorsprung der mittleren Bohrstange untergreifen, beginnt auch die letztere mit in die Höhe zu gehen. Die beiden Seitenstangen liegen nunmehr in ihrer ganzen Länge dicht an der mittleren Bohrstange an, wie aus der Fig. 11 ersichtlich ist, welche den Bohrer in dem Momente darstellt, wo derselbe seinen höchsten Hub erreicht hat und zum Niederfalle bereit ist. Auch während des Niederfallens selbst behält der Bohrer die in Fig. 11 gezeichnete Lage bei, da kein Grund vorhanden ist, weshalb der eine Theil des Gestänges rascher als der andere niederfallen sollte. Der mittlere Meissel wird also zunächst auf die Sohle des Bohrlochs aufschlagen, und erst dann werden die beiden äusseren Bohrstangen an der mittleren weiterniederzugleiten beginnen, wobei die unteren Enden der ersteren sich wegen der keilförmigen Gestalt des Fusses der letzteren stets weiter von einander entfernen, bis die betreffenden Meissel unmittelbar an der Peripherie des Bohrlochs ebenfalls, und zwar in schräger Richtung, aufschlagen. Fällt nun die Lage der Meisselschneide mit der Peripherie zusammen, so muss die Wirkung eine ganz ähnliche sein, als diejenige, welche beim Behauen von Werkstücken mittelst der gewöhnlich von den Steinmetzen hierzu angewendeten Instrumente eintritt. Der dort durch den Schlag mit einem Hammer, hier durch den Fall auf einer schiefen Ebene erzeugte schiefe Stoss gegen die Seitenwand zerlegt sich in einen Seitendruck, der durch die grössere Widerstandsfähigkeit des kompakten Gesteins absorbiert wird, und in einen parallel zu der Fläche dieser Seitenwand gerichteten Druck, welcher die eigentlich beabsichtigte Wirkung hervorbringt. Da aber die Fläche der Seitenwand erst in dem Momente berührt wird, wo das Eindringen in das Gestein beginnt, so fällt die Seitenreibung auf dem ganzen Wege weg, welchen der Meissel zurücklegen muss, um die im Momente des Stosses vorhandene Geschwindigkeit zu erlangen. Selbst eine schon erhebliche Abführung der Meisselschneide wird immer noch keine Seitenreibung während des Gestängehubes zur Folge haben, und eben so werden die Nachtheile gänzlich vermieden, welche beim senkrechten Niederfallen des Bohrers die schon bei der geringsten Abstumpfung der Schneide eintretende und weiter oben näher besprochene Keilform herbeiführt.

(Schluss folgt.)

Verhandlungen des Bergmännischen Vereins

zu Freiberg.

(Fortsetzung von S. 42.)

Sitzung vom 20. December 1864.

Berggrath Dr. **Jentzsch** spricht unter Vorzeigung erläuternder Exemplare über theils wasserhelle, theils

trübe, milchige Apatite aus dem Zillerthale, welche schön adularisiren, und an welchen er bald vereinzelt, bald durch die ganze Masse dicht vertheilt, oft parallel den äusseren Krystallflächen begrenzte Hohlräume nachweist, welche zum Theil mit einer noch nicht bestimmten Flüssigkeit erfüllt sind.

Bergrath von Cotta beendet seine in der letzten Vereinssitzung begonnenen Mittheilungen aus dem geognostischen Theile von v. Hochstetter's Werk über die Novaraexpedition, indem Derselbe specieller auf die sedimentären Ablagerungen und die Erzvorkommnisse der beiden Inseln von Neuseeland eingeht. Hiernach fehlen auf der Nordinsel alle mittleren sedimentären Formationen, diese Lücke ist aber auf der Südinsel ausgefüllt. Versteinerungen hat man begreiflicher Weise noch nicht in sehr grosser Zahl aufgefunden, aber doch schon genug, um die Ablagerungen im Allgemeinen mit europäischen vergleichen zu können. Merkwürdiger Weise zeigen die Ammoniten, Belemniten und Inoceromen der Juraperiode eine sehr grosse Uebereinstimmung mit den europäischen Species, und *Monotis salinaria*, so wie *Halobia Lommeli* lassen sich nicht unterscheiden von denselben Arten unserer alpinischen Trias. Somit scheint wirklich die Verbreitung der Species in dieser geologischen Periode eine weit grössere und allgemeinere gewesen zu sein, als gegenwärtig, was für eine grössere Gleichförmigkeit der klimatischen Zustände spricht. Auch wird dadurch aufs Neue bestätigt, dass die alpinische Entwicklung der triasischen Ablagerungen weit verbreiteter ist, als die westdeutsche, wie sich das bereits aus den Untersuchungen der geologischen Reichsanstalt ergeben hat.

Die tertiären Ablagerungen beider Inseln enthalten an verschiedenen Orten z. Th. sehr gute Braunkohlenlager, die bereits vielfach abgebaut werden. Am Pankawan auf der Südinsel finden sich aber auch drei schwache Steinkohlenlager zwischen Kohlensandstein und Schieferthon in einer älteren, wahrscheinlich mesozoischen Formation. Die Pflanzenreste, welche darin gefunden wurden, sind zu einer genauen Bestimmung ungenügend und zu undeutlich, sie scheinen von *Neuropteris*, *Equisetites* und einer Fiederpalme herzurühren.

Unter den bis jetzt bekannten Erzlagerstätten beider Inseln sind die wichtigsten die Goldseifenlager am Coromandelgebirge und in den Provinzen Nelson und Otago, sowie die Kupfer- und Chromeisenerz-lagerstätten am Dun Mountain.

Auf der Halbinsel Coromandel sind die Alluvionen der Bäche und Flüsse am Fusse der Gebirge grösstentheils etwas goldhaltig, und dieses Gold stammt aus Quarzgängen im Thonschiefer, welcher die Hauptmasse des Gebirges bildet, aber grösstentheils von Trachyttuff und vulkanischem Conglomerat überlagert ist. Sowohl die Alluvionen als die Quarzgänge scheinen hier durchschnittlich nicht reich zu sein.

Provinz Nelson. Die Glimmerschiefer und Thonschieferzone, welche in einer Breite von 15—20 engl. Meilen hauptsächlich das Anatoki- und Haupiri-Gebirge zusammen setzt, enthält in ihren quarzigen Bestandmassen, in Quarzlamellen, in Quarzadern und Quarzgängen das Muttergestein des Goldes. Die durch lange Zeiträume fortdauernde Abschwemmung hat Massen

von Schutt geliefert, der an den Berggehängen in Form von Conglomeraten und von Drift, in den Flussthalern in Form von Geschieben und Sand abgelagert wurde. Die schweren Goldtheilchen haben sich dabei vorherrschend am Boden der Ablagerung und in der Nähe ihres Ursprungs angesammelt, so dass sie jetzt durch Graben und Waschen gewonnen werden können. Die an den Berglehnen abgelagerten Conglomerate sind das Feld für die sogenannten trocknen Gräbereien, während aus den Geschieben und dem Sand der Fluss- und Bachbetten das Gold in nassen Gräbereien gewonnen wird.

Jene Conglomerate sind lokal von einem neotertiären Kalkstein überlagert und folglich selbst tertiär. Mit dem Golde kommt auch etwas Osmiridium, Platiniridium (?), Titaneisen, Magneteisen und Granat vor. Die sehr ausgedehnten Goldfelder der Provinz Nelson sind indessen bei Weitem nicht so reichhaltig, als die der Provinz Otago, welche v. Hochstetter hier nicht beschrieben hat.

Die Kupfer- und Chromerz-lagerstätten der Dun Mountain-Company liegen eigentlich nicht am Dun Berge, sondern diesem gegenüber am Wooded-Peak. Dieser besteht an seinem östlichen Abhange aus Serpentin, an dessen Oberfläche sich in einer 2 engl. Meilen langen, aus N. nach S gerichteten Zone häufig Spuren von Kupfererzen, besonders von grünem und blauem Kieselkupfer finden, welches den zerbröckelten Serpentin inkrustirt hat. Diesen Anzeigen ist man mit Schurfschächten und Stollen nachgegangen und hat fast überall, wo solche oberflächliche Anzeigen vorhanden waren, in der Tiefe kleinere oder grössere Nester von Rothkupfererz, Kupferpecherz und gediegen Kupfer, auch von Kupferkies, Buntkupfererz und Kupferglanz gefunden, ohne jedoch einen anhaltenden, eigentlichen Erzgang zu entdecken.

Unmittelbar neben dieser Kupfererzzone enthält der Serpentin sehr zahlreiche parallele Lager von Chromeisenstein, dergestalt, dass zuweilen ganze Felsen daraus zu bestehen scheinen. Diese sind es, welche man gegenwärtig vorzugsweise abbaut, während die Kupfererzgruben wegen des unzusammenhängenden nesterweisen Vorkommens verlassen worden sind.

Professor **Fritzsche** theilt ein zur Veröffentlichung in diesen Bl. bestimmtes Schreiben des Herrn Paschke, Berg- und Hüttendirektor der Zarucudo Berg- und Hüttencompagnie, auszuweis mit.

Der als Gast anwesende Herr Factor **Graul** legt Stücken Braunkohle von Boberodiez bei Tula vor, welche aus so äusserst fein macerirter Pflanzensubstanz besteht, dass deren anatomisches Gewebe noch mit blossem Auge deutlich erkennbar ist.

Sitzung vom 3. Januar 1865.

Oberbergrath **Breithaupt** macht nach brieflich ihm zugegangenen Nachrichten Mittheilungen über den neuerdings immer mehr aufblühenden Goldbergbau in England. In Marionetshire, im nördlichsten Theile von Wales, besteht jetzt ein Goldbergbau, welcher hauptsächlich auf einem 31 $\frac{1}{2}$ bis 34 Fuss mächtigen Quarzgang am Fusse eines ziemlich hohen Berges in Thon- und Glimmerschiefer umgeht und wegen der ansehnlichen Erstreckung der Lagerstätte bedeutenden

Nachhalt verspricht. Der mittlere Gehalt des Quarzes soll 3 Loth Gold pro Tonne betragen. Ein anderer, sehr schmaler Quarzgang, welcher abgebaut wird, weitet sich stellenweise wie ein stehender Stock aus und soll viel reicher an Gold sein, ja sogar bis 900 Lth. Gold pro Tonne schütten. Das Gold wird aus der Pochtrübe durch die ungarische Amalgamationsmethode gewonnen.

Derselbe spricht ferner über das Vorkommen von gediegenem Schwefel zu Cesena in der Romagna und zu Urbino in Umbrien, legt auch von letzterem Fundorte einen ausnehmend grossen und schön ausgebildeten Schwefelkrystall vor. Diese Krystalle kommen auf Asphaltgängen, welche den dortigen bituminösen Schiefer durchsetzen, porphyrartig eingeschlossen vor.

Bergrath Dr. **Jentzsch** giebt eine weitere Relation über seine Untersuchungen über die Umwandlung der krystallinischen Kieselsäure in die amorphe, indem er an Calcedonmandeln des Amygdalophyrs vom Hutberge bei Weissig unweit Dresden eine stufenweise fortschreitende Verwitterung nachzuweisen sucht.

Professor **Weisbach** theilt die Hauptergebnisse der unter seiner Leitung an hiesiger Bergakademie im verflossenen Jahre gemachten Temperaturbeobachtungen mit, wonach die mittlere Temperatur des Jahres 1864 nur 4,55° R. betragen hat, also um 1,59° R. niedriger ausgefallen ist, als die zeither angenommene mittlere Temperatur.

(Fortsetzung folgt.)

Notizen über die Müsener Metallhütten.

1) Wasserformen auf den Müsener Metallhütten. Man wandte ursprünglich Wasserformen mit halbkreisförmigem Querschnitt von folgenden Dimensionen an: Länge des Bodenblattes 17 Z., Breite desselben hinten 7¼ Z., ganze Höhe hinten 10 Z., ganze Höhe am Rüssel 6 Z., Breite des Raumes zur Aufnahme der Düse hinten 11 Z., vorn 2 Z., Höhe desselben hinten 6 Z. und vorn 1¾ Z.; Wandstärke an den Seiten 7 Linien und am Rüssel 9 Lin.; Höhe des Raumes zur Wassercirculation oben 8 Lin., unten über dem Blatte 10 Lin. Neuerdings hat man diese Formen durch solche mit kreisrundem Querschnitt ersetzt, welche sich gleichmässiger ausdehnen und weniger leicht springen. Letztere Formen haben nachstehende Dimensionen: Länge 17 Z., ganzer Durchmesser hinten 11¾ Z. und vorn 5¾ Z., Durchmesser des Raumes zur Aufnahme der Düse hinten 7¾ Z. und vorn 2 Z., Wandstärke und Zwischenraum zur Wassercirculation wie bei den halbkreisförmigen Formen. An der hintern ringförmigen Wand haben die Formen drei mit dem zur Aufnahme des Wassers bestimmten Zwischenraume in Communication stehende Oeffnungen, eine untere in der linken Ecke zur Zuführung des kalten Wassers, eine obere zum Ausfluss des erwärmten Wassers und eine untere rechts, welche behuf des

Formens nöthig ist und während der Anwendung mit einem Holzpfropfen verkeilt wird. Die kupfernen Wasser- Zu- und Abführungsröhren werden mittelst Flanschen an die Hinterwand der Form durch Schraubenbolzen angeschoben, welche ihre Muttern in den Formwänden selbst haben. Die Dichtung wird durch zwischengelegte, mit einem Gemenge von Mennige und Firniss bestrichene Lederscheiben erreicht. Damit keine schlammigen Absätze in die Formen gelangen, geht das Wasserzuleitungsrohr durch den Boden des hochstehenden Wasserbehälters bis nahe an die Oberfläche des Wasserspiegels, welcher durch zuströmendes Wasser stets nahe gleich erhalten wird. Das warme Wasser tritt nach oben in eine im Formgewölbe befindliche Rinne, welche dasselbe einem Troge in der Hütte zum Ablöschen des Gezähes etc. zuführt. Die zu Dahlbruch gegossenen Formen wiegen jede 100 Pfd., der Ankaufspreis pro Stück beträgt 10 Thlr. Explosionen sind seit Anwendung dieser Formen nicht vorgekommen, auch kühlen sie den unteren Ofenraum nicht so weit ab, dass Ansätze an der Brandmauer entstehen. Die Nase wird 4–5 Zoll lang geführt.

2) Eisenerne Ofenbrust an den Müsener Bleiöfen. Die als Sumpfföfen zugestellten Halbhohöfen erhalten nach dem Zumachen als untersten Theil der Vorwand ein an den Ofen durch Eisenkeile befestigtes 2 Z. starkes und 6 Z. hohes Tiegeleisen, auf welches nach dem Abwärmen des Ofens drei je 1 F. hohe und 2 Z. dicke Gusseisenplatten (Brustplatten) gesetzt und gegen die Seitenwände verkeilt werden. Diese Platten nutzen sich nur wenig ab, indem sie sich zu unterst alsbald mit einer schützenden Schlackendecke überziehen. Beim Verschmelzen blendiger Erze sucht man die Bildung stärkerer zinkischer Ansätze dadurch zu vermeiden, dass man jede Eisenplatte mit 3 Löchern versieht, die für gewöhnlich mit Lehm verschlossen sind. Bemerkt man eine Bildung zinkischer Ofenbrüche, so stösst man je nach Erforderniss das eine oder andere Loch mit einem Spiesse auf, worauf äussere Luft in den Ofen gesogen wird, welche an der Brustwand in die Höhe geht und abgesetztes metallisches Zink oxydirt. Sobald sich der abgesetzte Schwamm verloren hat, schliesst man die Oeffnungen wieder. — Zu Rothenbacher Hütte geschieht die Röstung der Erze noch in Haufen und Stadeln, weil man ein hinreichendes Material für den anhaltenden Betrieb eines Röstflamofens, wie zu Lohe (d. Bl. 1863, S. 91) nicht hat. Das bei der combinirten Blei-, Kupfer- und Silberarbeit erfolgte Schwarzkupfer soll zur Rothenbacher Hütte für die Folge statt im kleinen Herd im Spleissofen gegaart werden, um eine bessere Kupferqualität zu erzielen.

3) Silberfeinbrennherd zur Rothenbacher Hütte. Dieser besteht aus einem gewölbten Raume von 3 F. Breite, 2 F. 9 Z. Tiefe und 2 F. 6 Z. Höhe bis zum Scheitel des Gewölbes. Auf die Sohle des Herdes kommt zunächst eine Lehm-, dann eine Mergelschale, in welcher der Test zur Aufnahme von 78 bis 80 Pfd. Silber etwa 15 Z. weit und 2 Z. tief ausgeschnitten wird. Um den Rand des Testes sind 13 prismatische Klötzchen von 2¼ Z. Q. Querschnitt und 6 Z. Höhe, aus feuerfester Masse gefertigt, derart aufgestellt, dass zwischen je zweien ein Zwischenraum

von $1\frac{1}{4}$ Z. bleibt. Ueber diese Klötzchen legt man 3—4 Eisenstäbe von $1\frac{1}{2}$ Qu.-Z. Querschnitt und auf diese ein mit Lehm überzogenes Eisenblech, wodurch eine an der Vorderseite ganz und an den übrigen Seiten theilweise offene Muffel, welche der Luft viel freien Zutritt gestattet, gebildet wird. Die Vorderseite des Ofens wird während des Betriebes bis an das Gewölbe lose mit Backsteinen verschlossen und nur eine 17 Z. lange und 6 Z. hohe Arbeitsöffnung gelassen, über welche eine 1 Z. starke eiserne Platte zum Tragen der Backsteinmasse gelegt ist. Auf dem Gewölbe steht ein quadratischer Schornstein von 1 F. Weite. Nach dem Abwärmen des Testes und dem Einsetzen der Vorwand setzt man das Silber in Stücken auf, füllt den Raum um die Muffel mit glühenden Kohlen, legt die Arbeitsöffnung mit Kohlen zu, schmilzt das Silber während $\frac{3}{4}$ —1 Stunde ein und lässt es in gewöhnlicher Weise fein werden, was nach etwa 3 Stunden der Fall ist. Dann folgt das Ablöschen, Reinigen etc. in gewöhnlicher Weise. Das Brandsilber zeigt nach der trocknen Probe $\frac{994}{1000}$, nach der nassen $\frac{998}{1000}$.

Feine. Zwei Arbeiter erhalten für ein Feinbrennen 1 Thlr.
G. V.

Die Mansfelder Hüttenprozesse in ihrer Abweichung von den Ober- und Unterharzer Kupfer- und Silbergewinnungsarbeiten.

Vom

Ingenieur Albrecht von Groddeck,

Docenten der Bergbaukunde an der Königl. Bergakademie zu Clausthal.

(Fortsetzung von S. 59.)

Ausbringen und Brennmaterialverbrauch. Das Wochenwerk beträgt 644 Ctr. Schwarzkupfer.

Das Beschickungsquantum nebst dem Brennmaterial, welches jedesmal aufgegeben wird, ist bereits oben angegeben.

Ueber das Ausbringen an armer Schlacke und Krätze unterrichtet folgende Tabelle:

Schmelztafel.

Tage. Schichten.	Sonntag.		Montag.		Dienstag.		Mittwoch.		Donnerstag.		Freitag.	
	Tag.	Nacht.	Tag.	Nacht.	Tag.	Nacht.	Tag.	Nacht.	Tag.	Nacht.	Tag.	Nacht.
Arme Schlacken, Karren à 2 Ctr.	—	—	—	30	—	30	—	32	—	28	—	28
Krätz, Karren à 2 Ctr.	7	8	9	11	10	9	11	10	8	7	10	9
Kühlen der Form	9	11	10	9	7	8	9	11	8	9	8	10
Herdzahl	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Zahl der Umstiche	5	5	5	5	4	5	5	4	5	5	5	4

Ausbringen an Schwarzkupfer und Dünstein in einer Woche:

	Schwarzkupfer.	Dünstein.
1. Woche der Campagne	385 Ctr.	und 16 Ctr.
2. „ „ „	605 „	110 „
3. „ „ „	675 „	64 „
4. „ „ „	840 „	60 „
5. „ „ „	795 „	78 „
6. „ „ „	580 „	84 „
7. „ „ „	790 „	76 „

Eine Ofencampagne dauert 6—8 Wochen.

Produkte. Schwarzkupfer wird von zwei im Schichtlohn arbeitenden Leuten durch spitze Hämmer von Schweel befreit, welcher letzterer der Beschickung wieder zugesetzt wird. Dünstein mit 70—71 Proc. Cu wird gepocht; das Klare kommt in die Batzen, das Grobe wird der Beschickung zugesetzt. Gekrätz, die erste und letzte Schlackenscheibe, so wie die auf der Reise erstarrte Schlacke, wird der Beschickung zugesetzt. Schlacke, wird vor der Hütte in Randschlacke, reiche und arme Schlacken gesondert. Die Randschlacken enthalten viel Stein mechanisch eingemengt; sie werden deshalb wieder geschmolzen. Die reichen Schlacken springen beim Aufschlagen schwer entzwei und haben einen dunkelfarbigem Bruch. Sie werden probirt und kommen, wenn sie mehr als 8 Loth Cu im Centner haben, zum Schmelzen zurück. Sonst werden sie mit den armen Schlacken zusammen

auf die Halde gefahren. Arme Schlacke springt sehr leicht entzwei und hat einen hellfarbigem Bruch.

Mannschaft. Es sind in jeder Schicht 1 Schmelzer, 1 Aufgeber und 1 Gehülfe vor dem Schwarzkupferofen beschäftigt. Die Lohnverhältnisse sind wie bei den Rohöfen.

Flugstaubschmelzen. Das Flugstaubschmelzen geschieht jährlich nur ein Mal in einem Ofen von gleicher Konstruktion, wie die Schwarzkupferöfen. Der Betrieb ist im Wesentlichen auch eben so wie bei letzteren, nur dass reicher Stein und kein Schwarzkupfer fällt.

Die Gattirung besteht aus 100 Ctr. Flugstaub aus den Röstöfen, Proben von letzteren nach Vorrath, silberhaltigem Gyps von der Laugerei, Flugstaub der Schwarzkupferöfen, Flugstaub der Gaarherde (Spritzkupfer), 50 Ctr. Schieferschlacke und 10 Ctr. Flussspath.

F. Das Gaarmachen in kleinen Herden.

Die kleinen Gaarherde. Auf der Saigerhütte befinden sich 6 kleine Gaarherde. Der Herd besteht aus einem Gemisch von 7 Thln. Lehm mit 1 Thl. Sand und etwas Holzkohlengestübe. Man giebt ihm eine kesselförmige Gestalt; seine Tiefe ist ca. 1 Fuss, sein oberer Durchmesser 2 Fuss, so dass er 6—7 Ctr. Kupfer fasst.

Der obere Rand des Herdes liegt 2 Fuss über der Hüttensohle.

Bis zu derselben Höhe umgeben die aus Barnsteinen erbauten, mit Eisenplatten bedeckten Seitenmauern den Herd vorn, rechts und links. An der hintern Seite aber, unmittelbar am Herde, und hier von der Form durchbohrt, liegt die Feuermauer $2\frac{1}{2}$ Fuss stark und aus Werkstücken hoch erbaut.

Zwei solche Herde liegen immer neben einander und haben einen gemeinschaftlichen Schlott.

Ueber jedem Herde liegt eine Flugstaubkammer, welche in eine, beiden Herden gemeinschaftliche höher liegende Kammer mündet, aus welcher die verbrannten Gase in den Schlott treten (34 Fuss über der Hüttensohle.)

Die Flugstaubkammern ruhen auf einem Gewölbe, das hinten von der Brandmauer, vorn von drei 6 Fuss hohen gusseisernen Säulen getragen wird. Ueber den Säulen liegt zunächst ein eiserner Tragbalken, der eine Barnsteinmauer trägt, welche in entsprechender Höhe jenes Gewölbe stützt.

Gebläse und Windführung. Jeder Herd wird durch zwei hölzerne Spitzbälge, welche abwechselnd und stossweise wirken, mit Wind versehen. Jeder Spitzbalg liefert bei einem Ausdruck 10 Cubikfuss Luft von atmosphärischer Dichte. Um eine kräftige Oxydation zu bewirken, sticht der Wind mit $10-15^\circ$ Neigung auf das Metallbad. 2 Düsen von $1\frac{3}{4}$ Zoll Durchmesser liegen 3 Zoll hinter der Formöffnung neben einander. Die beiden Windströme treffen sich unter einem Winkel von $5-8^\circ$. Die Form von 2 Zoll Durchmesser besteht aus Kupfer und ragt ca. 3 Zoll aus der Brandmauer hervor. Die Windströme müssen die Vorderseite des Herdes in mittlerer Höhe und 6 Zoll vom Mittel entfernt treffen.

Die angegebene Neigung der Düsen und der Form ist jedoch, wie aus der Natur der Sache hervorgeht, nicht constant, sondern schwankt mit den Betriebsverhältnissen. Zur richtigen Regulirung jener Neigung ist der bekannte Grundsatz fest zu halten: Starke Neigung des stechenden Windstromes bewirkt eine energischere Oxydation, also schnelleres Gaaren, als geringe Neigung.

Betrieb der Gaarherde. — Eigenthümlichkeit. Die verhältnissmässig grosse Reinheit der Mansfelder Schwarzkupfer bedingt die Eigenthümlichkeit des Betriebes. Das Einschmelzen geschieht schneller, als bei dem unreineren Ober- und Unterharzer Schwarzkupfer. Wegen des geringen Bleigehaltes bildet sich keine dünnflüssige, von selbst abfliessende Schlacke. Die Mansfelder Schlacke ist wegen des grossen Eisen- und Nickelgehaltes nur halbgeschmolzen und muss vom Metallbad abgezogen werden. Ein Zusatz von Blei, um die Gaare zu befördern, ist niemals nöthig. Bei der Reinheit des Kupfers tritt ein lebhaftes Sprühen ein, wodurch, wie auch am Oberharz, die Anlage von Flugstaubkammern bedingt ist. Die Unterharzer, verhältnissmässig sehr unreinen Kupfer sprühen nicht.

Eine Bildung von Kupferglimmer tritt wegen des mangelnden Sb-Gehaltes im Mansfeldischen nie auf. Der Nickelgehalt sammelt sich in der Krätze und in den obersten Kupferscheiben an.

Das Einsetzen. Der vollständig lufttrockene Herd wird mit weichen Holzkohlen bis an den Rand gefüllt, dann werden glühende Holzkohlen darüber geschüttet

und ein wenig Wind durch die Form gelassen, wobei jedoch keine Flamme entstehen darf, damit das Schwarzkupfer ungehindert aufgesetzt werden kann. Das Schwarzkupfer wird in ca. 6—8 Zoll Entfernung von der Form in unregelmässigen Stücken, wie sie beim Schwarzkupferschmelzen erzielt werden, über den Kohlen in bekannter Weise aufgethürmt und dann der Wind angelassen.

Einschmelzen. Damit die Flamme nicht direkt von der Form in die Höhe steigen kann, sondern das Schwarzkupfer berühre, muss der Raum zwischen letzterem und der Form beständig mit Kohlen gefüllt erhalten werden, während man die Flamme durch Canäle, die man mit einer Eisenstange in den Kohlen herstellt, nach vorn leitet und das Schwarzkupfer zu berühren zwingt. Sobald letzteres durch Abschmelzen seine ursprüngliche Lage zu ändern beginnt, wird es mittelst eines Hakens in die gewünschte Lage gebracht.

Die vom Wind zur Seite geworfenen Kohlen werden durch eine gewöhnliche Schaufel immer wieder vor die Form geworfen. Wenn das Schwarzkupfer zum grössten Theil niedergeschmolzen ist, werden die noch ungeschmolzenen Stücke allmählig auch von den Kohlen bedeckt, so dass man sich durch eine zwischen letztere gesteckte eiserne Stange überzeugen muss, ob Alles eingeschmolzen ist oder nicht. Finden sich keine ungeschmolzenen Stücke, so wird die beim Einschmelzen gebildete Schlacke abgezogen.

Schlackenziehen. Man stellt den Wind ab, schiebt die Kohlen zur Seite, schlägt mit einem kleinen Hammer die gebildete Nase ab, zieht dann die Schlacke herunter (Gaarkrätze I. a), wirft die anfangs zur Seite geschobenen Kohlen wieder über das Metallbad und giebt nun Kohlen auf.

Hat man anfangs nicht alles Schwarzkupfer aufgegeben, so wird der Rest jetzt zugesetzt. Auch die abgeschlagene Nase und die Ansätze am Formeisen werden wieder zugeschlagen.

Das Gaaren. Nach diesen Operationen wird der Wind von Neuem angelassen, die verbrannten Kohlen immer durch neue ersetzt und die Form rein erhalten. Nach einiger Zeit nimmt man mit dem Probeeisen Proben, um nach ihnen die Arbeit zu leiten. Gewöhnlich wiederholt man nach einer halben Stunde die Operation des Schlackenziehens, da man zu dieser Zeit noch sehr rohe Proben hat und deshalb den Wind energischer auf das Kupfer einwirken lassen muss.

Die Oberfläche des flüssigen Kupfers zeigt nach dem Schlackenziehen eine schön hellgrüne Farbe, dampft stark und beginnt nach kurzer Zeit zu sprühen durch entweichende SO_2 . Nach diesem Schlackenziehen werden die obersten Scheiben und das Kellenkupfer von der vorigen Charge zum Einschmelzen aufgesetzt. Die Beschaffenheit der Proben, welche nun schnell hinter einander genommen werden müssen, entscheidet darüber, ob noch einmal Schlacke gezogen werden muss oder nicht. Die gute Probe bildet einen gleichmässigen, dünnen, löchrigen Ueberzug über dem Probeeisen, während die schlechte Probe dick und ungleichmässig löchrig ist.

Sobald die Probe gut ist, wird das Gebläse abgestellt, die noch vorhandene Schlacke abgezogen und zum Auskellen, resp. Scheibenreissen geschritten.

Auskellen. Unter dem Gewölbe, das die Flugstaubbammern trägt, 8 Fuss über dem Herde, ist eine eiserne Kette aufgehängt, an deren unterem Ende ein Haken befestigt ist. In diesen Haken wird der Stiel der mit Thon bestrichenen und gut abgewärmten Kelle gelegt, wodurch die Arbeit natürlich sehr erleichtert wird. Das Kupfer wird in eiserne Schalen von 1 Zoll Wandstärke zu Barren von 40 Pfd. Schwere gegossen.

(Fortsetzung folgt.)

Verschiedenheiten beim Cupoloofenbetrieb in Frankreich und im Siegenschen.

Vom

Ingenieur S. Jordan.

Die Cupoloöfen im Siegenschen gehen unter ganz anderen Umständen, als die französischen. In Frankreich hat der Ofen einen cylindrischen Schacht, man bringt abwechselnde Lagen von Cokes und Roheisen ein und giebt mittelst eines Ventilators grosse Quantitäten meist kalten und schwach gepressten Windes. Die Temperatur im Innern des Ofens ist nicht sehr hoch, in Folge dessen nimmt die Cokesasche, um sich zu verschlacken, eine gewisse Menge Eisen auf und das gebildete Silikat entkohlt das umgeschmolzene Roheisen in Etwas. Gewöhnlich sind die eingeführten Windquantitäten so gross, dass ein Theil Brennstoff dadurch unnütz verbrannt wird.

Auf manchen Hütten Preussens und Englands hat der Cupoloofen eine der des Eisenhohofens sich nähernde Gestalt, nämlich einen Kohlsack und ein zusammengezogenes Gestell. Durch die engeren Düsen tritt meist stark erhitzter Wind mit stärkerer Pressung ein und durch Zuschlag von Kalk erzeugt man eine den Eisenhohofenschlacken ähnliche Schlacke. Das Schmelzen findet bei höherer Temperatur statt und das Roheisen wird nicht im Mindesten entkohlt.

Wir können nicht sagen, dass gerade die Sayner Cupoloöfen ein gutes Muster für Ofen der letzteren Art geben, denn dieselben erfordern, und zwar der eine mit 6, der andere mit 7 Düsen, zum Umschmelzen von 100 Kil. Roheisen 30 Kil. Cokes. Auf einer anderen preussischen Hütte sahen wir einen Cupoloofen mit 2 Düsen von 3 Centim. Weite, welcher Wind von 300°C. bei 14 Centim. Quecksilberpression erhielt und auf 100 Kil.

Roheisen nur 6—8 Kil. Cokes erforderte bei 2 Proc. Eisenabgang. Auf manchen Hütten Englands trifft man mit kaltem, stark gepresstem Wind betriebene Oefen, welche nur 10—12 Proc. Cokes erfordern.

Eine notwendige Bedingung zur Erreichung solcher günstiger Resultate ist die gute Beschaffenheit der Ofenbaumaterialien. In Frankreich schenkt man vielleicht diesem Punkte nicht die gehörige Berücksichtigung; eine grosse Zahl solcher französischen Cupoloöfen möchte wohl nicht die Temperatur vertragen, welche zur Bildung einer basischen Kalk-Thonerde-Schlacke erforderlich ist.

(Revue univers. 1864, 8 ann., livr. 6, p. 528.)

Hundertjähriges Jubiläum der Freiburger Bergakademie.

Freiberg, 5. März 1856.

Es hat sich hier bereits ein Comité gebildet, um die Feier des hundertjährigen Jubiläums unserer Bergakademie vorzubereiten, welche am 30. Juli nächsten Jahres begangen werden soll. Freiberg, so klein es ist, hat das Glück gehabt, Schüler aus allen Erdtheilen in seinen Mauern zu begrüßen und diese, sowie gar viele Heimische, dann in die weite Welt hinaus zu senden. Der schöne deutsche Bergmannsgruss Glückauf! ertönt darum als Losungswort durch alle Gebirge, welche Metalle in ihrem Schoosse bergen, und deutsches Wissen vom Bergbau ist wohl angesehen vom Ural bis Lissabon, vom Nordcap bis nach Calabrien und Morea, im Altai und im Himalaja, auf Java und Banka, in den Anden und Alleganis, an den Küsten Afrikas, in den Goldfeldern Australiens und Neuseelands. Dort überall weiss Freiberg seine Schüler thätig. Fast Alle haben sie versprochen zum gemeinsamen Feste hierher zu kommen. Erscheint auch nur die Hälfte von Denen, die es sicher versprochen, so werden wir eine seltene Vereinigung alter Freunde und Studiengenossen verschiedenster Nationen bei uns sehen, die ihre reichen Welterfahrungen austauschen mögen.

Recht schön wäre es, wenn ein Jeder ausser seiner Photographie auch noch wenigstens einen charakteristischen Stein aus seiner Gegend mitbringen wollte, damit man aus allen gemeinsam einen kleinen Felsen der Erinnerung aufbauen könnte, zugleich eine recht merkwürdige Probe des Erdbaues.

B. Cotta.

Notizen.

Lenk'sche Schiessbaumwolle. — Nach einer berichtlichen Mittheilung des Comité's der British Association über die österreichische (Lenk'sche) Schiessbaumwolle hat eine Probe dieses Präparates sich während 15 Jahren unverändert erhalten. Sie entzündet sich erst bei einer Temperatur von 136° Celsius, nimmt aus der Luft nur wenig Feuchtigkeit auf, hinterlässt nach dem Verbrennen wenig Asche und bildet keinen Rauch. Ferner ist die Bereitung der Schiesswolle im Vergleich zu der des Schiesspulvers weniger gefahrvoll, indem die Substanz bis auf den Zeitraum während des Trocknens beständig unter Wasser ist; überdies könnte auch die Aufbewahrung im Grossen unter Wasser geschehen, da sich die Lenk'sche Schiessbaumwolle im Wasser unverändert erhält und man bloss nöthig

hätte, den augenblicklichen Bedarf zu trocknen. Was den mechanischen Effekt anlangt, so scheinen die aus dieser Schiessbaumwolle durch Verbrennung erzeugten Gase eine grössere Wirkung hervorzubringen, als die Gase des Schiesspulvers, was in Anbetracht der niederen Temperatur, bei welcher die Verbrennung der Schiessbaumwolle vor sich geht, sehr auffallend ist, sich aber aus der Thatsache erklärt, dass bei Anwendung von Schiesspulver 68 Proc. seines Gewichts ohne Wirkung bleiben, und dass diese 68 Proc. nicht nur verloren gehen, sondern auch noch einen Theil des mechanischen Effects der übrig bleibenden 32 Proc. unnütz für sich in Anspruch nehmen, während bei der Schiessbaumwolle die ganze angewendete Menge zur Wirkung kommt. Ein anderer Vortheil der letz-

teren besteht in dem Umstande, dass je nach der Behandlung derselben die Schnelligkeit der Explosion vergrössert oder vermindert und z. B. von 1 Fuss per Sec. auf 1 Fuss in $\frac{1}{1000}$ Sec. gebracht werden kann. Es ist klar, dass, wenn die ganze in Anwendung gebrachte Menge gleichzeitig und plötzlich explodirt, der grösstmögliche dynamische Effekt erzielt wird, indem das Ganze vollständig in Gasform übergeht, ehe die Bewegung erfolgt. Diese Bedingung wird durch möglichs Verengung des Raumes, in welchen die Schiessbaumwolle eingeschlossen wird, erreicht und kommt bei Verwendung derselben zum Sprengen von Felsen und Minen in Betracht. Hierzu wird die Schiessbaumwolle in Taue bis zu zwei Zoll im Durchmesser geflochten, die im Innern hohl gelassen werden. Bei Anwendung von Zündschnüren wird dieses cylindrische Gewebe in Röhren von Kautschuk eingeschlossen.

Tache's Grubenventilator zum Handbetrieb besteht im Wesentlichen aus einer gusseisernen Ventilatortrommel von ca. 35 Centimeter äusserm Durchmesser, in der eine einseitig auf der Axe sitzende Blechscheibe mit einseitig rechtwinklig an ihr angebrachtem geraden, radialen Blechflügel von rechtwinkliger Form rotirt; ferner aus einem auf die Ventilatorachse gerichteten Riemengetriebe von ca. 5facher und einem dieses treibenden Zahnradgetriebe von ca. 4facher Uebersetzung, so dass zwischen Kurbel und Ventilatorachse eine ca. 20fache Uebersetzung liegt. Dieser ganze Mechanismus ist an einem hölzernen Bockgestell von ca. 1 Meter grösster Länge, 0,5 Meter Breite und 0,9 Meter Höhe so angebracht, dass der ganze Apparat einen Raum von 1,4 Meter lang, 0,8 Meter breit und 1,25 Meter hoch einnimmt. Seine hauptsächlichsten Vorzüge bestehen in Einfachheit, geringer Raumausdehnung und solider Ausführung.

Bei dem geringen Preise von 50 fl. wird er überall da seinen Zweck vollkommen erfüllen, wo aus irgend einem Raume die darin befindliche in nicht zu grossem Maasse sich wieder ersetzende schädliche Luftart entfernt und durch respirable Luft ersetzt werden soll. (Gewerbebl. für das Grossherzogth. Hessen, 1864, Nr. 39.)

Langen, Rostconstruktion mit mechanischer Kohlenzuführung. — Diese durch Zeichnung erläuterte Construktion bezweckt die Lösung der Aufgabe, die Dicke der Brennstoffschicht auf dem Roste an den verschiedenen Stellen der Rostfläche nach der Qualität des Brennstoffs zu reguliren. (Polyt. Centralbl. 1864, S. 1466, Nr. 22.)

Legirungen von Silber und Zink statt von Silber und Kupfer zu Münzen hat Peligot dargestellt. Erstere sind leichter schmelzbar, als letztere, weisser, sehr klingend und elastisch, schwärzen sich weniger durch Schwefelwasserstoffgas, geben mit sauren Flüssigkeiten für die Gesundheit weniger schädliche Salze und besitzen eine ausgezeichnete Hämmerbarkeit. (Polyt. Centralbl. 1864, Nr. 22, S. 1527.)

Pertat und Sauvage, Wasserformen aus platinirtem Kupfer. — Dieses Material ist dünner und weniger spröde, als das gewöhnlich angewandte Schmiede- und Guss-eisen, so dass bei sonst gleichen Dimensionen der Wasserraum grösser wird. Die äusserste Spitze der Form lässt sich leicht abnehmen und dann das Innere bequem reinigen. Je nach der Grösse der Oefen wiegt eine Form 20—35 Kil. bei einem Preise von 5 Fr. pro Kil. (Dingl. J., Bd. 174, Heft 3, S. 180.)

Fabrikation gezogener schmiedeeiserner Röhren in Wolverhampton. — Flach gewalzte Eisenschienen werden in einem Flammofen rothglühend gemacht, unter einer Art Stanze halbrund gebogen, dann oben zusammengedrückt, schweiswarm gemacht und gezogen. (Dingl. J., Bd. 174, Heft 3, S. 242.)

Grossbritanniens Erz-, Kohlen- und Metallproduktion in 1863 nach Mr. Rob. Hunt.

Mineralien.	Quantität	Werth.
Goldquarz	385	1,500 Pfd. Sterl.
Zinnuerze	15,157	963,985 „ „
Kupfererze	212,947	1,100,554 „ „
Bleierze	91,283	1,193,530 „ „
Silbererze	88	5,703 „ „
Zinkerze	12,941	29,968 „ „
Schwefelkies	95,376	62,035 „ „
Wolfram	13	67 „ „
Uranerze	3	23 „ „
Gossan (Eisenhald.		
Kupfererzgänge		
Cornwalls)	Ton.	4,424 4,576 „ „
Arsenikiese	„	1,444 1,200 „ „
Eisenerze	„	9,101,552 3,240,890 „ „
Erdige Mineralien	„	— 1,975,000 „ „
(geschätzt)	„	86,292,215 20,572,945 „ „
Kohlen	„	
Totalwerth		29,151,976 Pfd. Sterl.

Aus britischen Erzen producirte Metalle:

Gold	Unz.	552	1,747 Pfd. Sterl.
Zinn	Tons	10,006	1,170,702 „ „
Kupfer	„	14,247	1,409,608 „ „
Blei	„	68,220	1,418,985 „ „
Silber	Unz.	634,004	174,351 „ „
Zink	Tons	3,835	90,889 „ „
Roheisen	„	4,510,040	11,275,100 „ „
Summe			15,541,382 Pfd. Sterl.

Werth der anderen Metalle u. Schätzung

Ganzer Werth der Metalle	15,791,382 Pfd. Sterl.
Kohlen	20,572,945 „ „
Erdige Mineralien	1,975,000 „ „
Summa Summarum	38,339,327 Pfd. Sterl.

(Min. and smelt. magaz., Vol. VI., Nr. 33, p. 145.)

Die Bergakademie zu Freiberg

feiert am 30. Juli 1866 ihr **hundertjähriges Jubiläum**. Viele frühere Schüler dieser Anstalt haben die Absicht ausgesprochen, diesen Tag zugleich zu einem Fest des Wiedersehens zu machen, und die Unterzeichneten haben es übernommen, die dafür nöthigen Vorbereitungen zu treffen. Da nun ein Theil der zu erwartenden Festgenossen über alle Erdtheile zerstreut ist, so halten wir es für unsere erste Aufgabe, besonders den weit Entfernten, den bestimmten Tag schon jetzt zu bezeichnen, damit sie in Zeiten sich darauf vorbereiten können.

Das Nähere über das Fest werden wir später bekannt machen; aber zwei Wünsche fügen wir schon heute diesem Aufruf hinzu, nämlich:

- 1) dass jeder Einzelne in seinem Lande für möglichste Verbreitung desselben sorgen möge, und
- 2) dass ein Jeder von sich eine Photographie mitbringe, damit wir sie in einem Buche der Erinnerung aufbewahren können.

Freiberg, 1. Februar 1865.

**Freih. C. v. Beust, L. Braunsdorf, A. Breithaupt,
B. v. Cotta, F. W. Fritzsche, E. Heuchler, M. Ible,
F. Reich, Th. Scheerer, E. v. Warnsdorff.**

BERG- UND HUETTENMÄNNISCHE ZEITUNG.

Redaction:

BRUNO KERL,

und

FRIEDRICH WIMMER,

Professor der Metallurgie

Berggeschworne

zu Clausthal.

Jährlich 52 Nummern mit vielen Beilagen, Tafeln und eingedruckten Holzschnitten. Abonnements-Preis vierteljährlich 1 Thlr. 15 Ngr. Zu beziehen durch alle Buchhandlungen und Postanstalten des In- und Auslandes. Original-Beiträge sind an Einen der Redacteurs franco einzusenden und werden halbjährig — auf Verlangen auch sofort nach Abdruck — entsprechend honorirt.

Inhalt: Bemerkungen über das Niederbringen tiefer Bohrlöcher von grösseren Dimensionen (Schachtbohren). Von Julius von Sparre. (Schluss.) — Verhandlungen des Bergmännischen Vereins in Freiberg. (Fortsetzung.) — Ueber die Steinkohlenwerke Englands. Von M. Luyton. (Fortsetzung.) — Die Mansfelder Hüttenprozesse in ihrer Abweichung von den Ober- und Unterharzer Kupfer- und Silbergewinnungsarbeiten. Von Albrecht von Groddeck. (Fortsetzung.) — Ueber die neueren Gesteins-Schräm- und Bohrmaschinen. (Schluss.) — Notizen. — Anzeigen.

Bemerkungen über das Niederbringen tiefer Bohrlöcher von grösseren Dimensionen (Schachtbohren).

Von

Julius von Sparre,

Königl. Preuss. Bergmeister und Bergassessor zu Oberhausen.

(Mit Fig. 10—11 auf Taf. III.)

(Schluss v. S. 90.)

Schlussfolgerungen.

Nach dem Ergebniss der vorstehenden Untersuchungen dürfte also für das Niederbringen weiter Bohrlöcher (Bohrschächte) diejenige Konstruktion des Bohrers den meisten Effekt versprechen, welche sämmtlichen bisher besprochenen Punkten gleichmässige Berücksichtigung zu Theil werden liesse. Um die einzelnen Auseinandersetzungen kurz zu recapituliren, müsste also zunächst der zweckmässigste Winkel für die Zuspitzung des Bohrmeissels nach dem den gegebenen Gebirgsschichten entsprechenden Reibungscoefficienten ermittelt werden. Es müsste ferner die wirksame Länge des Bohrmeissels vom Mittelpunkt an nach der Peripherie zu vergrössert werden, und dürfte es sich vielleicht empfehlen, die Anordnung der einzelnen Meisselschneiden, aus welchen selbstredend der Bohrer zusammengesetzt werden muss, so zu treffen, dass dieselben derjenigen doppelt gekrümmten Curve, welche aus der Combination einer nach der Peripherie ansteigenden Parabel und einer Kreisevolvente hervorgeht, entsprechen. Es würde auf diese Weise die übermässige Länge der zunächst an der Peripherie befindlichen Schneiden, wenn dieselben allein nach der Kreisevolvente construirt wären, etwas vermindert und der freie Raum in dem Bohrloche entsprechend vermehrt. Endlich würde man zur Herstellung der äusseren Bohrwand zwei nach der Peripherie gekrümmte

Meisselschneiden in verschiebbare Seitengestänge einzusetzen und in der beschriebenen Weise wirksam zu machen haben.

Das zum Bohrmeissel zu verwendende Material anlangend, so lässt sich im Allgemeinen noch anführen, dass dasselbe so gewählt werden muss, dass es der Abnutzung so wenig als möglich unterworfen ist. Durch die vorstehenden Untersuchungen ist unwiderleglich dargethan, dass der Effekt der Bohrarbeit hauptsächlich von der guten Conservirung der Meisselschneide abhängt, und die meisten der eben gegebenen Andeutungen in Bezug auf die dem Bohrmeissel am zweckmässigsten zu gebende Form verfolgen demgemäss den Zweck, die zu rasche Abnutzung derjenigen Theile der Meisselschneide zu verhindern, welche in der Regel am stärksten angegriffen werden. Da nun bei einem gegebenen Arbeitsaufwande die Abnutzung selbstverständlich mit von der Widerstandsfähigkeit des Bohrmeissels abhängt, so ergiebt sich die hohe Wichtigkeit, zur Herstellung der Meisselschneide nur solches Material zu verwenden, welches, ohne spröde zu sein, den grösstmöglichen Grad von Härte besitzt.

Einfluss auf die Gesamtleistung.

Wenn sich die vorstehenden Bemerkungen hauptsächlich auf den Nutzeffekt der Bohrarbeit, nämlich auf die Leistung bei gegebenem Kraftaufwande beziehen, so ist doch, wie bereits im Eingange erwähnt wurde, in der Regel das möglichst rasche Vorwärtücken der Arbeit die bei Weitem wichtigste Frage, und man würde in den meisten Fällen auch eine unvortheilhaftere Verwendung der Kraft, wenn dadurch eine wesentliche Beschleunigung zu erzielen wäre, nicht scheuen dürfen. Hiernach dürfte es nicht überflüssig erscheinen, noch folgende Bemerkungen hier anzuschliessen.

In der für den Effekt der Bohrarbeit entwickelten Formel kommt zwar die Länge der wirksamen Bohrschneide gar nicht vor, und dieselbe erscheint sonach für das schnellere oder langsamere Vorrücken der Arbeit ganz gleichgültig. Es ist jedoch nicht zu übersehen, dass sich diese Formel nur auf den Nutzeffekt bei einer gegebenen Bohrlast und Hubhöhe oder auf ein willkürlich in Rechnung gezogenes Kraftmoment bezieht. Nun ist aber allerdings die Länge der Bohrschneide in sofern von wesentlichem Einflusse, als von

derselben die zulässige Vergrößerung des Kraftmomentes allein abhängt. In der That würde man, um jede beliebige Beschleunigung der Bohrarbeit zu erzielen, nichts Einfacheres zu thun haben, als die Hubhöhe und das Gewicht des Bohrers entsprechend zu vergrößern, und der Effekt müsste sich so bis ins Unendliche steigern lassen, wenn nicht die Rücksicht auf die Widerstandsfähigkeit des verwendeten Materials der willkürlichen Vermehrung des Kraftaufwandes Grenzen auferlegte. Da man nun annehmen kann, dass der zulässige Kraftaufwand mit der Länge des angewendeten Bohrmeissels in einem bestimmten Verhältnisse steht, so ergibt sich allerdings aus der oben entwickelten Konstruktion des Meissels die Möglichkeit, denselben stärker zu belasten und — selbstredend mit entsprechender Vermehrung der Kraft — auch ein rascheres Vorrücken der Arbeit zu erzielen.

Freifallapparate.

Zum Schluss sei es gestattet, noch einige Worte über die Vorrichtungen hinzuzufügen, welche in der Regel angewendet werden, um den Bohrer in Thätigkeit zu versetzen. Die grossen Vorzüge der Freifallapparate, welche es gestatten, das zum Bohren nöthige Gewicht in einer möglichst geringen Länge über dem Bohrmeissel zu concentriren, so dass die früher unvermeidlichen Gestängebrüche ganz beseitigt werden, haben bereits so allgemeine Anerkennung gefunden, dass nur von diesen die Rede sein soll.

Prinzip für die leichtere Lösung des Abfallgestänges.

Im Wesentlichen sind mit verschiedenen Modifikationen nur zwei derartige Vorrichtungen, nämlich das Kind'sche und Fabian'sche Freifallinstrument, deren beiderseitige Konstruktion als bekannt vorausgesetzt werden darf, im Gebrauch. Beide Apparate haben aber, so viel bekannt ist, zum Niederbringen sehr weiter Bohrlöcher (Schachtbohren) noch nicht mit befriedigendem Erfolge angewendet werden können, und zwar aus dem Grunde, weil die prompte Auslösung des Bohrers bei dem ausserordentlich vermehrten Gewichte desselben weder aus der freien Hand (wie beim Fabian'schen Apparate), noch durch den Widerstand des Wassers (wie beim Kind'schen Apparate) mit der erforderlichen Sicherheit bewerkstelligt werden kann. Von dem Kind'schen Instrumente ausgehend, das vor dem Fabian'schen die unlängbaren Vorzüge der selbstthätigen Auslösung des Abfallgestänges und der grösseren Sicherheit in Bestimmung der Schlagrichtung voraus hat, versuchte ich schon seit längerer Zeit, dem genannten Uebelstande durch eine Vorrichtung abzuhefen, welche im Wesentlichen auf demselben Prinzip beruht, nach welchem das Stechschloss der Büchse eine Verbesserung des gewöhnlichen Schiessgewehrs bildet. Es ist bekannt, dass bei dieser Vorrichtung das die Sicherheit des Schusses beeinträchtigende schwere Losgehen des Drückers dadurch völlig beseitigt wird, dass sich zunächst eine schwache Feder aushebt, welche dann ihrerseits die Lösung der kräftigen Schlagfeder vermittelt. Da nun demungeachtet die Wirkung eine so momentane ist, dass zwischen dem leisen Berühren des Drückers und dem Schusse selbst nur ein un-

messbarer Zeitraum verfliesst, so lag es nahe, eine Anwendung dieses Prinzips auf das ganz ähnliche Verhältnisse darbietende Freifallinstrument zu versuchen. Indessen führte die Verfolgung dieser Idee bei dem ohnehin schon complicirten Kind'schen Instrumente zu ziemlich schwierigen Konstruktionen und es zeigte sich mir erst ein einfacherer Weg, um das gewünschte Ziel zu erreichen, als mir ein Aufsatz des Salineninspectors Werner zu Arnshall (Bergwerksfr. Bd. XXI, S. 273) zu Gesicht kam, in welchem ein Freifallapparat beschrieben wird, der im Wesentlichen eine Combination des Kind'schen und Fabian'schen Instrumentes bildet.

Verbessertes Freifallinstrument.

Unter Benutzung der hier entwickelten Idee bietet die Anwendung des oben genannten Prinzips keine Schwierigkeiten mehr dar und der hiernach construirte — jedenfalls übrigens noch mancher Verbesserungen fähige — Freifallapparat findet sich im oberen Theile der Fig. 10 und 11 auf Taf. III. dargestellt. Die äussere Umhüllung des Apparates wird durch die beiden, oben fest mit dem Bohrhalse g vernieteten und unten durch die Querriegel t unter sich verbundenen Backenstücke $h h$, $h h$, von welchen das vordere zum grössten Theile auf der Zeichnung weggelassen ist, gebildet. Im oberen Theile sind zwischen denselben drei unter einander liegende Querriegel i , k und l angebracht. Zwischen den beiden unteren ist die Flügelwelle m in horizontaler Richtung drehbar; die unteren Enden der Flügel tragen die ringförmigen Segmente $n n$, in welchen eine nach einer Curve gebogene Nute angebracht ist. In diese Nute greifen die beiden Bolzen des Gewichtes o ein, welches an einer durch alle drei Querriegel durchlaufenden Stange befestigt ist und sich gleichzeitig mit der letzteren um eine bestimmte Höhe heben und senken lässt, während eine seitliche Drehung durch die beiden Ansätze, welche in die vertikal laufenden Schlitz der Backenstücke eingreifen, verhindert wird. Das untere Ende der Stange ist rund und bildet zugleich die Axe, um welche sich die Flügelwelle m bewegt; das obere Ende ist dagegen viereckig und hat bei p einen hakenförmigen Vorsprung, in welchen der vertikale Arm des Winkelhebels q eingreift. Das horizontale Ende des letzteren trägt an einer vertikalen Stange das Hütchen r . Das obere Ende des Fallgestänges trägt an beiden Seiten die Haken $s s$, welche um eben so viel über die horizontale Mittelfläche hervorstehen müssen, als die Entfernung von der Oberkante der Flügelwelle m bis zum unteren Ende des Gewichtes o beträgt, wenn letzteres in seinem tiefsten Stande hängt und sich die an dem viereckigen Theile der Tragstange befindliche Verstärkung auf den Riegel k aufgesetzt hat.

Wirkungsweise.

Das Spiel des Apparates ist nun folgendes: Steht der Bohrer auf der Sohle des Bohrlochs auf, und ist das Gestänge bereits in niedergehender Bewegung begriffen (Fig. 10), so hängt das Gewicht o in seinem tiefsten Stande; die Bolzen desselben befinden sich daher auch in dem untersten Punkte der gekrümmten Nute und haben mithin die Flügel der Welle m soweit zur Seite gedreht, dass dieselben an den Haken $s s$

des Fallgestänges vorbeigehen. Dies dauert so lange, bis die untere Fläche des Gewichts *o* sich auf das Gestängemittel aufsetzt und gleichzeitig die Oberkante der Flügelwelle mit den Haken *ss* abschneidet. Geht nun das Obergestänge noch um einen kurzen Weg tiefer nieder, so hebt sich das Gewicht *o*; die Bolzen desselben gleiten in der gekrümmten Nute aufwärts und drehen die Flügelwelle so weit herum, dass die Flügel vertikal unter die Haken *ss* zu stehen kommen. Ausserdem nimmt der hakenartige Vorsprung *p* an der gleichzeitig mit dem Gewicht *o* in die Höhe gehenden Tragstange seine höchste Stellung ein, so dass der vertikale Arm des Winkelhebels unter denselben untergreifen kann. Letzteres geschieht nun auch sofort, sobald das Gestänge seine aufwärts gehende Bewegung wieder beginnt, da der Druck des Wassers auf das Hütchen *r* den vertikalen Arm des Winkelhebels dicht an die Stange andrückt. Das Gewicht *o* und in Folge dessen auch die Flügelwelle *m* müssen daher ihre bisherige Lage beibehalten und die Flügel der letzteren greifen beim fortgesetzten Anhub unter die Haken *ss* und heben an diesen das gesammte Fallgestänge mit in die Höhe. Fig. 11 stellt den Apparat in dem Zeitpunkt dar, wo das Gestänge eben den höchsten Hub erreicht hat. Wird nun dem Gestänge in diesem Augenblicke durch den Schlag auf eine Feder oder in anderer Weise eine wieder abwärts gehende Bewegung erteilt, so hebt der Widerstand des Wassers das Hütchen *r* in die Höhe; das Gewicht *o* wird mittelst des Winkelhebels ausgelöst und fällt durch seine eigene Schwere mit beschleunigter Bewegung nieder. Bei der äusserst raschen Geschwindigkeitszunahme des freien Falls (die nöthigenfalls noch durch die Wirkung einer Feder verstärkt werden könnte) wird der Weg des Bolzens in der gekrümmten Nute fast in einem Momente zurückgelegt, dadurch die Flügelwelle gedreht und die Haken *ss* des Abfallgestänges losgelassen.

Bemerkungen in Bezug auf das Aufholen des Bohrers.

Wenn auch das in der Zeichnung dargestellte Fallgestänge der weiter oben erwähnten Anforderung entsprechend aus zwei einzelnen, an einander verschiebbaren Gestängen zusammengesetzt ist, so ist doch eine derartige Konstruktion für die Anwendung des eben beschriebenen Freifallinstrumentes keineswegs nöthig; letzteres kann vielmehr eben so gut bei einem aus einem einzigen Stücke bestehenden Bohrer angewendet, als die erstere Konstruktion mit einem beliebigen Freifallapparate verbunden werden, und es sollte durch die Zusammenstellung beider Konstruktionen auf der Zeichnung nur eine unnöthige Vervielfältigung der Figuren vermieden werden. Sollen indessen beide Konstruktionen zusammen angewendet werden, so ist noch zu bemerken, dass das Aufholen des Gestänges, welches der Sicherheit wegen bei ausgelöstem Bohrer geschehen muss, eine besondere Rücksichtnahme erfordert. Soll nämlich das Gleiten der Bohrmeissel an den Wänden des Bohrlochs während des Aufholens vermieden werden, so muss das mittlere Gestänge um die Differenz der Hubhöhe tiefer niederhängen, als die äusseren Gestänge, da letztere andernfalls durch den

keilförmigen Fuss des Mittelgestänges auseinander gehalten werden würden. Fassen nun die Verbindungsriegel *t* des Freifallapparates unter die Verstärkungsplatten *v* der mit einander verbundenen äusseren Gestänge, so ist es erforderlich, dass die Schlitzlöcher in den Backenstücken des Freifallapparates, in denen sich die Leitkeile *u* der mittleren Bohrstange bewegen, bis zu der erforderlichen Tiefe niedergehen, um das tiefere Herabhängen der letzteren zu ermöglichen. Unumgänglich erforderlich ist dies, wenn der nach der angegebenen Konstruktion aus mehreren einzelnen an einander verschiebbaren Theilen zusammengesetzte Bohrer dazu benutzt werden soll, auf der Sohle eines bereits verrohrten Bohrlochs (oder eines mit Senkcyylinder versehenen Schachtes) mit den ursprünglichen Dimensionen weiter voran zu arbeiten.

Auch bei Bohrlöchern von geringeren Dimensionen darf von der Anwendung des Prinzips, auf welchem das vorstehend angegebene Freifallinstrument beruht, ein erheblicher Nutzen erwartet werden, besonders wenn es gelingt, die Konstruktion den Verhältnissen entsprechend noch zu vereinfachen.

Verhandlungen des Bergmännischen Vereins

zu Freiberg.

(Fortsetzung von S. 92.)

Sitzung vom 17. Januar 1865.

Bergamtsauditor **Förster** sprach über die Erzföhrung des Eulengebirgs-Gneisses und insbesondere über die Erzgänge der Gegend von Silberberg. Nach seinen Beobachtungen enthält der sich von Silberberg aus in nordwestlicher Richtung bis nach Salzbrunn langgestreckt hinziehende Gneissstock, aus welchem das Eulengebirge in der Hauptsache besteht, an mehreren Punkten Erzgänge, so bei Silberberg, am Leerberg bei Hausdorf, bei Schlesienthal, bei Dittmannsdorf, bei Hohengiersdorf, bei Meiseritz, bei Seitendorf. Diese Erzgänge lassen sich der Gangmasse nach fast sämmtlich der barytischen Bleiformation Freibergs einreihen und stimmen wenigstens, soweit der Vortragende davon Kenntniss hat, in ihrem constant h. 8 bis h. 10 gerichteten Streichen mit den Gängen dieser Formation überein. Es enthalten nämlich die Gänge des Eulengebirgs Quarz, Schwerspath, Kalkspath, Braunspath, Flussspath, Bleiglanz, Kupferkies, Schwefelkies, Fahlerz, Zinkblende, Grauspiessglaserz (?) und, in einem einzigen Falle, Eisenglanz. Die zahlreichen Bergbauversuche, welche auf ihnen im Laufe der Jahrhunderte gemacht worden sind, haben niemals laugen Bestand gehabt, weil sich das Erz immer nur in sehr geringer Menge und sehr silberarm gefunden hat. Bei Silberberg hielt der Bleiglanz aus den vorherrschend mit Quarz erfüllten Gängen durchschnittlich 0,0328 Proc., aus den vorherrschend mit Schwerspath erfüllten Gängen dagegen nur 0,0054 Proc. Silber.

Als besonders interessant wurde schliesslich vom Vortragenden noch ein eigenthümliches Erzvorkommen bei Silberberg beschrieben. Es finden sich hier inner-

halb eines Flächenraumes von einigen Quadratlachtern in einer 4—10 Zoll mächtigen, fast waagerechten, besonders (vielleicht durch Graphit) dunkel gefärbten Zone des stark zerklüfteten und verwitterten Gneisses, 2 bis 4 Fuss unter der Erdoberfläche, zahlreiche erbsen- bis faustgrosse Knollen von grobkristallinischem Bleiglanz, dessen Silbergehalt 0,0354 Proc. beträgt. Diese Bleiglanzknollen sind umhüllt und in den Krystallspaltungsklüften erfüllt mit weissem Pulver von kohlensaurem Bleioxyd oder schwefelsaurem Bleioxyd oder beiden zugleich. Ausserdem ist der Bleiglanz innigst gemengt mit freiem Schwefel, wie man ähnliche Verwitterungsprodukte des Bleiglanzes schon an verschiedenen anderen Punkten beobachtet hat.

Bergrath von Cotta theilt folgende Auszüge aus einem Briefe des Herrn Cordella in Athen mit.

„Erlauben Sie mir Ihnen von einer bergmännischen Reise, von der ich so eben zurückkehrte, Einiges mitzutheilen. Ich war zuerst im kleinen Taurus (Paschalik Adona), ging dann über Smyrna, den Dardanell, durch die trojanischen Gefilde bis an das Idagebirge, kam hierauf nach Solonik und besuchte die berühmten macedonischen Gold- und Silberbergwerke, zuletzt nach Volos, um die Silbergruben von Pilonoros zu sehen, was indessen wegen der vorgerückten Jahreszeit nicht mehr möglich war.

Der Urkalk, der in Deutschland für ziemlich steril gilt, zeigt sich im Orient und auch schon in Griechenland als das erreichste Gestein.

In Karamanien treten darin die Erze butzenweise auf, umgeben von einer sandigen, weichen, graulichen Gesteinsmasse, die dort als Leitung für den Bergmann dient. Solche Erzbutzen treten am Bulgaroghs bis 1700 Meter über dem Meeresspiegel auf.

In Trojas findet man Kontaktgänge zwischen gewöhnlichem und sehr kiesreichem Kalkstein, welcher letztere unmittelbar auf Granit ruht.

Beinahe die ganze chalcidonische Halbinsel besteht aus Glimmerschiefer, der von einigen Erzgängen durchsetzt ist. In Macedonien herrscht eine quarzige Gangformation vor; eine schwammartige Quarzmasse enthält reiche Golderze eingesprengt. Die Erze sind Bleiglanz, Schwefelkies, Zinkblende und etwas Arsenkies. In einer Art Granit finden sich auch noch Quarzgänge mit Kupferkies und Kupferglanz, diese letzteren sind auch als Imprägnationen in das Nebengestein eingedrungen und durch deren Zersetzung ist die ganze Masse oft grün gefärbt.

Die silberhaltigen Bleierze Griechenlands (Attica, Siphnos, Zea und Seriphos) finden sich wieder im Urkalkstein, nur bei Milos im Trachyt.

Nächstens werde ich Ihnen eine Kiste Belegstücke übersenden.“

Da der in diesem Briefe als Urkalk bezeichnete Kalkstein doch jedenfalls ein metamorphischer ist, so wäre es interessant zu ermitteln, welcher Formation er ursprünglich angehörte und ob es vielleicht nebst den Erzen nur eine Kontaktbildung ist, wie im Banat.

Derselbe legt eine 5 Ellen 18 Zoll lange prachtvoll ausgeführte Photographie der Krupp'schen Gussstahlfabrik vor, welche er kürzlich zum Geschenk erhielt, und fügt einige Bemerkungen zur Erläuterung dieser grössten industriellen Anlage des Continents

hinzu, deren treffliches Produkt alle Welttheile versorgt.

Sitzung vom 31. Januar 1865.

Bergrath von Cotta legt eine geologische Karte der Grubengebiete von Gennamari und Incurtosi in der Provinz Iglesias auf der Insel Sardinien vor, welche er von dem dortigen Bergwerksdirektor Herrn Heym erhalten hat.

Die Gegend besteht wesentlich aus silurischen Schieferbildungen, die von älteren und jüngeren Granitmassen durchsetzt sind. Die Erzgänge, welche man abbaut, setzen vorzugsweise im silurischen Grauwackengebiet zwischen den Graniten auf, lassen sich aber z. Th. auch durch den Granit verfolgen. Sie sind stellenweise sehr mächtig, bis 20 Lachter, und bestehen dann vorherrschend aus Quarz und grossen Schollen des Nebengesteins. Aber auch der silberhaltige Bleiglanz, das Erz, welches man in grosser Menge gewinnt, tritt oft sehr massenhaft auf; ausser diesen beiden Gangmineralien finden sich nur noch Spuren von Blende und Kupferkies. Sehr oft enthalten diese Gänge schöne Spiegelflächen am Quarz oder am Bleiglanz, wovon ein ausgezeichnetes Exemplar von 30 Zoll Länge und 18½ Zoll Breite vorgelegt wird, welches Herr Heym die Güte hatte der bergakademischen Sammlung zu übersenden und an welchen Spuren von Rutschungen in verschiedenen Richtungen zu erkennen sind. In ihrem Streichen machen diese beinahe senkrechten Gänge sehr starke Biegungen, so dass ihre vorherrschende Richtung aus O. nach W. beinahe in die aus N. nach S. übergeht.

Zuweilen werden sie auch noch von jüngeren Quarzgängen durchsetzt, die nicht Gegenstand des Bergbaues sind.

Bergwerkskandidat Stelzner zeigte eine Photographie vor, welche nach einem von Professor Simony in Wien in Aquarellfarben ausgeführten Bilde einer ideellen Gletscherlandschaft abgenommen ist. Auf letzterem sind noch deutlicher als in der vorgewiesenen Photographie alle wichtigeren Erscheinungen der Gletscher, als Zerklüftung, Moränenbildung, Oscillation in der Mächtigkeit und Ausbreitung der Eisströme, Gletscherschliffe und dergl., veranschaulicht, so dass es als ein vortreffliches Erläuterungsmittel bei Vorträgen über die Gletscherbildungen bezeichnet werden muss.

Derselbe zeigte sodann einige recente Gypsbildungen aus den Soolenleitungsröhren zwischen Ischl und Ebensee vor. Die Bildung der z. Th. ¾ Zoll langen und ½ Zoll starken Krystalle, welche in der Art ihrer Gruppierung noch deutlich den Ursprungsort erkennen lassen, dürfte sich zur Zeit noch nicht genügend erklären lassen, denn nach Anthon vermag selbst Wasser, welches mit Chlornatrium gesättigt ist, im Maximum nur 0,82 Proc. Gyps aufzulösen, die Soole, aus welcher diese Krystalle auskrystallisiert sind und welche mit Chlornatrium beinahe gesättigt ist, enthält aber durchschnittlich nur 0,27 Proc. Gyps aufgelöst, kann also keineswegs als mit letzterem gesättigt betrachtet werden. Auch die Angaben Bischoff's, nach denen kein schwefelsaurer Kalk mehr in einer Lösung vorhanden sein soll, welche 23,8 Proc.

Chlornatrium und Chlormagnesium im Maximum enthält, kann nicht zur Erklärung des besprochenen Vorkommens benutzt werden, da der auskrystallisirende Gyps nur ein geringer Theil des überhaupt vorhandenen Gypses ist. Der grössere Theil des letzteren scheidet sich nämlich erst während des Siedeprozesses in Ebensee als Pfannenstein aus. Dass aber die ausserdem noch vorhandenen Salze (nach von Hauer sind dies etwa 0,53 Proc. schwefelsaures Natron und 0,16 schwefels. Kali) einen Einfluss auf das Lösungsvermögen der Soole für Gyps haben sollten, ist bei den vorhandenen geringen Quantitäten derselben nicht sehr wahrscheinlich.

Sitzung vom 14. Februar 1865.

Oberbergrath **Breithaupt** sprach unter Vorzeigung schöner, für die methodische Sammlung der Bergakademie acquirirter Exemplare über die zu Stassfurt aufgefundenen neuen Mineralien, nämlich

den Sylvin, ein früher nur in Spuren zu Berchtesgaden und Hallein gefundenes, aus Chlorcalcium bestehendes Mineral,

den Carnallit, eine Chlorkalium- und Chlormagnesiumverbindung mit 39 Proc. Wasser,

den Tachydrit, eine Verbindung aus 1 Atom Chlorcalcium mit 2 Atomen Chlormagnesium und 42 Proc. Wasser,

den Kieserit, eine Verbindung aus 1 Atom schwefelsaure Magnesia und 3 Atomen Wasser,

den Parasit oder Stassfurtit, ein wasserhaltiges Doppelsalz aus borsaurer Magnesia und Chlormagnesium,

den Anhydrit, welcher theils porphyrartig eingewachsen im Steinsalz vorkommt, theils lagenweise und derb mit demselben wechselt, endlich

den Martinsit, eine Verbindung von Chlornatrium mit schwefelsaurer Magnesia.

Von den beiden sonst noch den Steinsalzlagerstätten eigenthümlichen Mineralien, dem Polyhalit und Glaubert, sind in Stassfurt noch keine Vorkommnisse bekannt.

Derselbe zeigt ferner ein neues von ihm entdecktes Mineral von Herrengrund, den Fauserit vor, welches anfangs für Zinkvitriol, später für Bittersalz gehalten wurde, aber als ein Manganvitriol mit Bittersalz anzusehen ist, indem er der Formel: $Mg\tilde{S} + 2 Mn\tilde{S} + 16 H$ entspricht. Die Krystalle zeigen drei rhombische Prismen mit wenigstens einem diagonalen Flächenpaare und das primäre Prisma hat einen Winkel von $88^{\circ} 42'$, ein abgeleitetes einen Winkel von $107^{\circ} 50'$.

Oberbergrath **von Warnsdorf** giebt Nachrichten über eine mit dem Rothsönberger Stolln erschrotene warme Quelle. Anfangs April 1864 wurde nämlich mit dem Rothsönberger Stollngegenorte vom 7. Lichtloch in NO. bei 324,65 Lachter Erlängung ein 2—3 Zoll mächtiger, h. 12,4 streichender, 70° in O. fallender Schwerspathgang mit etwas Kupferkies überfahren, welcher von einer h. 11,3 streichenden und 75° in O. fallenden offenen Kluft begleitet war, mit welcher 40 Cubikfuss Wasser pro Minute erschroten wurden.

Da die vorhandene Wasserhaltungsmaschinerie nicht im Stande war, diese Wasser mit zu halten, so gingen die Grundwasser in kurzer Zeit bis zur Abzugsrösch-

soble im Lichtloche auf, die erst nach erfolgter Verstärkung der Maschinerie Anfang November v. J. wiederum gewältigt werden konnten.

Nach völliger Abgewältigung und Wiederbelegung des genannten Orts wurde eine auffallende Temperaturerhöhung auf dem Stolln und bis zum 3. Satz im Schacht wahrgenommen, was eine Folge der erschrotenen Wasser war. Nach vorgenommener Untersuchung fand man dieselben nämlich $15-16^{\circ}R$ warm.

Da gleichzeitig ein Sinken der seit Jahren im 6. Lichtloche aufgegangenen Wasser eintrat, so muss nothwendig eine offene Verbindung beider Punkte stattfinden, und man darf daher annehmen, dass, wenn die kalten Wasser des 6. Lichtlochs nicht hinzutreten, die erschrotenen warmen Wasser noch eine höhere Temperatur zeigen würden. Der Punkt liegt p. p. 65 bis 70 Lachter unter Tage und die in der Nähe auf dem Stolln ausbrechenden kalten Wasser haben eine Temperatur von $9^{\circ}R$.

Bei der Temperaturzunahme von $6-7^{\circ}R$ kann man daher auf eine Tiefe von 7—800 Fuss (1° Wärmezunahme auf 115 Fuss Tiefenzunahme gerechnet) schliessen, aus welcher diese Wasser aufsteigen müssen.

Herr Oberbergrath Reich hat die Güte gehabt, diese Wasser chemisch zu untersuchen, und darüber Folgendes bemerkt:

„Nach dem Eindampfen auf ein kleines Volumen reagirt das Wasser deutlich alkalisch. Da es etwas kalkhaltig ist, so muss es auch etwas freie Kohlensäure enthalten, es ist dieselbe aber zu gering, um, ausser durch eine starke Trübung mit Kalkwasser, sich wahrnehmen zu lassen.“

100 Gewichtstheile hinterliessen

0,0245 Gewichtstheile eines weissen, festen Rückstandes.

Eine ungefähre Analyse gab in 100 Theilen Wasser

0,0028	Theile Chlornatrium,
0,0063	„ kohlensaures Natron,
0,0098	„ „ Kalk,
0,0011	„ „ Magnesia.

Ferner wurde bei einer zweiten Prüfung 0,00225 Proc. Schwefelsäure darin gefunden, wonach der 0,0245 Proc. betragende feste Rückstand aus

0,0040	Proc. schwefelsaurem Natron,
0,0028	Chlornatrium,
0,0033	„ kohlens. Natron,
0,0098	„ kohlens. Kalk,
0,0011	„ kohlens. Magnesia
0,0210	Proc. Sa. besteht. Hierbei
0,0035	„ Verlust der Analyse.

Endlich hinterliessen bei einer weiteren Untersuchung 520 Gramm abgedampftes Wasser 0,026 Proc. Rückstand — etwas mehr wie vorher —, welcher stark alkalisch reagirte und mit Säure aufbrauste, mithin kohlens. Alkalien enthielt.

Vor dem Spektroskop, durch Hrn. Prof. Richter untersucht, liess sich neben den Linien des Natrons und der Kalkerde eine geringe Menge von Kali, dagegen sehr deutlich Lithion erkennen, wodurch sich die obige Analyse entsprechend modificiren würde.

Bergrath **von Cotta** legte die beiden ersten Hefte von Oderheimer's Berg- und Rüttenwesen im

Herzogthum Nassau (Wiesbaden 1864) vor, welche mehrere interessante Aufsätze über Erzlagerstätten und ausserdem zahlreiche bergstatistische Mittheilungen enthalten.

Unter den geognostischen Aufsätzen sind hervorzuheben:

1) Allgemeine Uebersicht über das Vorkommen der nutzbaren Lagerstätten im Herzogthum Nassau.

2) Beschreibung der in Nassau an der Lahn und am Rhein aufsetzenden Erzgänge, von Wenckenbach.

3) Vorkommen des Rotheisensteins in Berührung mit Porphyr bei Diez, von Stein.

4) Beschreibung des Braunsteinvorkommens in der Lahngegend, besonders bei Obertiefenbach, von Kayser.

5) Eisensteinvorkommen und Eisensteinbergbau bei Diez, von Stein.

6) Braunsteinvorkommen in den Provinzen Huelva und Almeria in Spanien, von Bellinger.

Mit Hülfe der Abbildungen giebt der Vortragende einige kurze Erläuterungen über diese Gegenstände.

Bergwerkscandidat **Stelzner** sprach über Einschlüsse im Hisingerit. Herr Dr. Stapff in Fahlun hatte in der aus Hisingerit von der Mörmors-Grube bei Tunaberg dargestellten Kieselsäure unter dem Mikroskope kleine, bald cylindrische, bald gebogene oder keulenförmige Körperchen entdeckt, die etwa 0,13—0,06 Millimeter lang und deren Deutung ihm zweifelhaft war (Blasenausfüllungen oder Infusorienpanzer?), so dass er sie an Herrn Bergrath v. Cotta zur weiteren Untersuchung einsandte. Referent hat diese letztere vorgenommen und bestätigt das Vorhandensein dieser Körperchen, erklärt aber gleichzeitig, dass die Annahme organischer Formen bei dem Mangel aller Artikulation und aller besonderen inneren oder äusseren Struktur nicht zulässig erscheine, während die anorganische Deutung an Wahrscheinlichkeit gewinne, einestheils durch die Uebereinstimmung dieser Körperchen mit den übrigen Kieselerdekörnern in Rücksicht auf ihr physikalisches Verhalten; anderntheils durch den Umstand, dass gleichwie in den ganz unregelmässigen Quarzkörnern, so auch in einigen der cylindrischen Körperchen kleine Bläschen in ganz gesetzloser Lage und Gruppierung zu beobachten sind. Auch wiesen die gegenseitigen Uebergänge der einzelnen cylindrischen oder keulenförmigen Gestalten auf anorganischen Ursprung hin; wahrscheinlich lägen Blasenausfüllungen vor.

Referent bemerkt noch, dass an sich das Vorkommen von Kieselpanzern der Infusorien in allen neueren Mineralbildungen, die sekundären Ursprungs und unter vorzugweiser Mitwirkung von Wasser entstanden sind, nicht würde befremden können, denn es sei leicht denkbar, dass die kleinen (leeren) Schaalen oder die Kieselnadelchen von Schwämmen vom Wasser auf seinen ober- und unterirdischen Circulationswegen mit fortgenommen und später, gleichwie andere anorganische Körper, von den unter Mitwirkung des Wassers sich bildenden Mineralien umschlossen werden könnten.

Rückwärts würden derartige, unter Umständen zu beobachtende organische Einschlüsse in Mineralien ganz sicher den neptunischen Ursprung der letzteren folgern lassen, keineswegs aber, wie man auch geglaubt habe,

beweiskräftig sein für die Entstehungsweise des Muttergesteines, in welchem sich jene secundären Bildungen finden.

Bergrath Dr. **Jentzsch** spricht über den schaaligen Rosenquarz von Ravenstein bei Zwiesel, so wie über das Vorkommen von gediegenem Blei in Höhlungen des Amygdalophyrs von Weissig bei Dresden, und zeigt Belegstücke vor.

(Fortsetzung folgt.)

Ueber die Steinkohlenwerke Englands.

Von

M. Luyton.

(Fortsetzung von S. 79.)

Auf der Pelton-Grube beläuft sich die durch 1 Wetterofen und 3 Cokesöfen pro Secunde zum Ausströmen gebrachte Luftmenge auf 32 Cubikmeter bei 2,75 Meter Schachtdurchmesser und 95 Meter Schachts-tiefe. Der Wetterofen verbraucht 4 Tonnen Kohle in 24 Stunden.

Auf der Hetton-Grube werden in einer Tiefe von 274 Metern 3 Öfen benutzt, welche aus einem 3,66 Meter weiten Schacht in der Secunde ca. 80 Cubikmeter Luft austreiben. Kohlenverbrauch in 24 Stdn. = 8 Tonnen.

Zu Seaton-Delaval beträgt die ausströmende Luftmenge 40 Cubikmeter pro Secunde. Die Ventilation wird durch direkte Benutzung überhitzten Wasserdampfes bewirkt. Derselbe strömt durch 25 Öffnungen, jede 9,5 Millimeter weit, unter 2½ Atmosphären Druck aus.

Der Schacht hat 183 Meter Tiefe und 2,44 Meter Durchmesser. Der Dampf wird in 4 Kesseln erzeugt, welche noch zum Betriebe einer Maschine für die horizontale Seilförderung dienen. Zu diesem doppelten Zwecke verbraucht man täglich 20 Tonnen Kohle.

Die Wetterwechsel wird durch die Wetteröfen etc. so vollständig erreicht, dass man zur Beleuchtung gewöhnliche Grubenlampen verwendet und die Hauptstrecken sogar mit Gas beleuchtet, namentlich auf Waldrige und Seaton-Delaval.

Die Gasretorten, der Reiniger und Gasometer sind in der Nähe des wetterausführenden Schachts angebracht.

Um die Schwankungen des Atmosphärendrucks beobachten und deren Einfluss auf die Entwicklung schlagender Wetter beurtheilen zu können, sind sowohl in den Gruben, als auch in den Bureaus über Tage Barometer aufgehängt.

Abgesehen von dem unbestreitbaren Vortheil: in weiten und mittelmässig trocknen Schächten eine grosse Menge Luft zu bewegen, macht man der Anwendung von Wetteröfen sehr begründete Vorwürfe. Sie veranlassen eine schwache Pressung (1—2 Centimeter) und genügen demnach bei Strecken von kleinem Querschnitte weniger vollkommen und schaffen da, wo schlagende Wetter vorkommen, eine fortwährende Gefahr für die Sicherheit der Grube. Denn hat man sich auch mit allen möglichen Vorsichtsmaassregeln

verschen, so kann dennoch durch mangelhafte Aufsicht gefehlt werden. Die Wetteröfen selbst können die Ursache von Unfällen werden, welche um so mehr zu fürchten sind, als dadurch die Ventilation in dem Augenblicke, wo sie am am nöthigsten ist, gestört wird und die Wiederherstellung des Ofens die Gefahr des Verlustes von Menschenleben vergrößert.

Ein anderer Vorwurf, der eines unverhältnissmässig hohen Kohlenverbrauches, ist in einem Lande, wo man so wenig auf die Ersparung von Kohlen giebt als in England, weniger ernst zu nehmen, und ist auch weniger begründet, denn ein Wetterofen verbraucht 100 bis 120 Kilogramm Kohle in 24 Stunden, bei 1 Cubikcentimeter pro Secunde ausziehender Luft; dieses ist aber nahezu der Consum des Fabry'schen Rades. Im Gegentheile, die Einrichtung eines Wetterofens verursacht sehr wenig Kosten.

Grubenförderung. Die beiden parallelen behuf Einleitung des Abbaues und Herstellung von Wetterlosung getriebenen Strecken, sind auch die Hauptförderstrecken. Um eine Idee von der Förderung, wie sie in dem ganzen Bassin ausgeführt wird, zu geben, nehmen wir an, eine Grube befände sich seit einigen Jahren im Abbaue durch die Methode mit Pannel-Works (isolirten Baufeldern).

Die Hauptstrecken mögen eine Länge von 1000 bis 1200 Meter haben, während die einzelnen Felder in der Richtung dieser Strecken 150 Meter lang und normal dagegen 260 Meter breit sind. Jedes Feld ist noch durch 2 Strecken getheilt, welche wir Nebestrecken nennen wollen. Diese Nebestrecken haben eine Länge von 300 Meter in Maximo, wenn man voraussetzt, dass die Sicherheitspfeiler 40 Meter dick sind. Die Abbaustöße liegen 70 Meter von diesen Nebestrecken entfernt. Die hereingewonnenen Kohlen werden also gefördert werden müssen: auf 70 Meter bis zu den Nebestrecken, auf 300 Meter bis zu den Hauptstrecken und auf 1000 bis 1200 Meter bis zum Schachte. Die Förderung wird hier in 3 Abtheilungen, jede mit einem besonderen Motor, zerfallen.

Der vor dem Stosse angelangte Wagen wird durch den Häuer gefüllt und durch ein kleines Pferd (Pony), geführt von einem Jungen, bis zur Nebestrecke gezogen. Hier bildet man Züge von 6 Wagen, welche durch Pferde von gewöhnlicher Grösse unter Führung erwachsener jüngerer Arbeiter nach der Hauptförderstrecke geschafft werden. In dieser letzteren werden Züge von 30—40 Wagen mittelst Seiles durch eine Dampfmaschine gefördert.

Die Nebestrecken sind 2,50 Meter breit und 1,80 Meter hoch; die Hauptstrecken haben 3 Meter Breite und 2,30 Meter Höhe. Hat das Flötz nicht die der Höhe der Strecken entsprechende Mächtigkeit, so wird das Dach mitgenommen.

Die zur Streckenförderung dienenden Dampfmaschinen sind meistens in der Grube, nahe dem Schachte, in einigen Fällen, wie zu Monkwearmouth und Hetton, auch über Tage aufgestellt. Man kann dabei zwei Fälle unterscheiden: einen, wobei die Förderung auf horizontalen, den andern, wobei dieselbe auf nach dem Schachte zu ansteigenden Strecken beschafft wird; beide Fälle bieten sich auf der Cowpen Hartley Grube dar.

Die Maschine ist 60 Meter vom wetterausführenden Schachte entfernt aufgestellt. Der Maschinenraum ist von der Förderstrecke durch eine Ziegelsteinmauer getrennt und im Uebrigen ebenfalls ausgemauert.

Zwei an der dem Förderwege zugekehrten Seite belegene Eingänge sind mit gusseisernen Seilrollen versehen, die entgegengesetzte Seite communicirt mit dem Raume, wo der Wetterofen aufgestellt ist und ventilirt den Maschinenraum, in welchem die Temperatur eine sehr normale ist.

Die Maschine von 2¹/₂ Atmosph. Druck besteht aus zwei horizontalen Cylindern von 0,408 Meter Durchmesser; der Kolbenhub beträgt 1,22 Meter.

Der Dampf wird durch ein gusseisernes 0,203 Meter weites Rohr vom Tage ausgeführt. Dieses Rohr ist sorgsam mit Filz unwickelt und es scheint, als ob der Verlust an Dampfpressung auf dem Wege von 300 M. Länge nicht mehr als 1 Pfd. auf den Quadratzoll (1¹/₃₅ der ganzen Pressung im Kessel) ausmacht.

Die Kolbenstangen greifen in zwei unter rechtem Winkel von einander abstehenden Kurbeln einer eisernen Welle ein. Diese trägt in der Mitte ein Schwungrad und nahe jedem Ende ein Triebrad von 0,61 Durchmesser. Beide Triebräder greifen in Zahnräder von doppeltem Durchmesser. Jedes der letzteren ist auf eine schmiedeeiserne Welle gekielt, die zugleich einen gusseisernen Seilkorb trägt. An dem äussersten Kranze eines jeden Seilkorbes ist eine Bandbremse angebracht, die mittelst eines Hebelwerks vom Maschinenwärter gehandhabt werden kann. Im gewöhnlichen Zustande werden beide Seilkörbe gleichzeitig betrieben und rotiren in demselben Sinne; aber eine einfache Ausrückungsvorrichtung gestattet sie von einander zu isoliren und die totale Kraft der Maschine von ca. 50 Pferdestärken auf einen einzigen zu übertragen. Das Angewäge eines jeden Triebrades kann nämlich auf der Bodenplatte mit Hülfe eines an einer Schraube ohne Ende befestigten Hebels hin und her geschoben und dadurch mit Leichtigkeit vom Maschinenwärter der eine oder andere Seilkorb aus- und eingerückt werden.

Die Förderung erstreckt sich auf eine horizontale einspurige Bahn von 3000 Meter Länge.

Soll gefördert werden, so sind beide Seiltrommeln eingerückt. Die eine trägt ein rundes 3000 und einige Meter langes Drahtseil, die andere eins dergleichen von doppelter Länge. Die Stärke dieser Seile beträgt 25 Millimeter. Der beladene Wagenzug, aus 60 Tubs (einzelnen Wagen) bestehend, wird am äussersten Ende der Förderstrecke zusammengesetzt und an das 3000 M. lange, vollständig abgewickelte und in Abständen von 6 Meter über Leitrollen geführte Seil gehängt.

Das andere Seil, zur Hälfte abgewickelt, ist der Firste entlang an der einen Streckenwange, gleichfalls in angemessenen Distanzen, über Leitrollen geführt. Es läuft über eine 20 Meter von dem Platze, wo der Wagenzug formirt wird, entfernt liegende Seilscheibe von 2 Meter Durchmesser und wird an den letzten der 60 unter einander verbundenen Wagen befestigt. Die jetzt in Bewegung gesetzte Maschine zieht den Zug an den Ort seiner Bestimmung und in seinem Gefolge das längere Seil, welches vom Korbe ab-

gewickelt ist, wenn die Wagen am Schachte angelangt. Die gefüllten Wagen werden durch geleerte ersetzt und die entgegengesetzte Bewegung der Maschine bringt den Zug und die Seile in ihre anfängliche Position zurück. Die Geschwindigkeit ist 6 Meter pro Secunde; alle Bewegungen werden mit vollständiger Regelmässigkeit ausgeführt.

Weiter oben haben wir zweier Oeffnungen in der Vordermauer des Maschinenraumes gedacht; in diesen bewegen sich auf horizontalen Achsen zwei Transportirscheiben und von hierab wird das Seil über eine dritte an der Aussenwand angebrachte vertikale Seilrolle geleitet.

Alle übrigen Einrichtungen horizontaler maschineller Seilförderungsverfahren sind Abänderungen der eben beschriebenen. *)

Für die Förderung auf der schiefen Ebene ist das Verfahren noch einfacher. Eine ansteigende Strecke mündet etwa 50 Meter vor der Maschine in der Hauptförderstrecke aus; sie hat ein sehr schwaches Fallen und eine Länge von 850 Meter. Der Zug leerer Wagen wird am oberen Ende der schiefen Ebene formirt, an das Treibseil gehängt und durch Ausrücken der einen Seiltrommel vom Maschinenwärter hinabgelassen. Am unteren Ende angekommen, wird das Seil an den Zug beladener Wagen geschlagen und zieht denselben durch entgegengesetzte Bewegung der Trommel aufwärts. Zur Arretirung des Zuges bei vorfallendem Seilbruch dient ein um ein Charnier beweglicher angespitzter eiserner Arm, welcher nach Belieben vom Zugführer gehoben und gesenkt werden kann und in letzterer Lage mit der Spitze gegen die Bahnschwellen fasst oder in die Sohle einschlägt.

*) Die maschinelle Seilförderung auf Strecken lässt sich unterscheiden:

- 1) in Förderung mit Seil und Gegenseil, wobei zwei an jedem Ende der Strecken aufzustellende Maschinen erforderlich werden;
- 2) in Förderung mit Vorder- und Hinterseil, wobei nur eine Maschine nöthig, und zwar
 - a. mit einfacher Spur, wie die hier beschriebene, und
 - b. mit doppelter Spur, nur vereinzelt in Anwendung stehend;
- 3) in Förderung mit Seil oder Kette ohne Ende:
 - a. mit zugweiser Bewegung der Wagen,
 - b. mit continuirlicher Bewegung der Wagen.

Einer Vergleichung dieser Förderungsarten in den „Notizen über maschinelle Förderung mittelst Seilen und Ketten auf horizontalen und schwach geneigten Bahnen beim englischen Steinkohlenbergbau“ von M. Nöggerath (Pr. Ztschr. XII. Bd. 2. Liefg. entnehmen wir folgendes Resultat:

„Die Förderung mit Kette ohne Ende ist bei 800 Yards nicht überschreitenden Längen und geraden oder nur wenig gekrümmten Förderbahnen, auf welchen nur zwischen den Endstationen gefördert wird, die zweckmässigste maschinelle Fördermethode. In allen übrigen Fällen ist, wenn die Förderbahn nicht zu viele und nicht zu starke Curven besitzt, die Förderung mit Vorder- und Hinterseil, bei vielen und bedeutenden Krümmungen der Förderbahn dagegen der Förderung mit Seil und Gegenseil der Vorzug zu ertheilen.“

Ueber die verschiedenen Einrichtungen der maschinellen Streckenförderung vide Bd. IX., X. der Zeitschr. für Berg-, Hütten- u. Salinenwesen im Pr. Staate und Nr. 28, 39 u. 30. Jahrg. 1864 d. Bl.

D. Red.

Signale werden dem Maschinenwärter mittels Anschlagens an einen Eisendraht gegeben; doch beginnt man auch mit Einrichtung elektrischer Glockensignale.

Die beregte Maschine schleppt in 12 Stunden 800 Tonnen Kohlen durch beide Strecken. Die Zwischenförderung wird durch 30 grosse Pferde und 40 Pony's beschafft. — Die Spurweite des Weges beträgt 0,65 Meter. Die Schienen sind amerikanischen Systems, wiegen 10 Kilogramm d. lfd. Meter und sind auf die Querschwellen aufgenagelt. Die Wagen bestehen aus vierseitigen, auf Gestellen befestigte Holzkästen von 1,10 Meter Länge, 0,85 Meter Breite und 0,60 Meter Höhe; sie fassen 500 Kilogr. Kohle. Die Räder haben 0,38 Meter Durchmesser; der Abstand der Achsen beträgt 0,46 Meter. Letztere drehen sich in gusseisernen Pfannen und die Räder selbst bewegen sich noch um die Achsen. Es ist diese eine Einrichtung, die man im Newcastler Bassin gewöhnlich trifft.

Bemerkt verdient noch zu werden, dass an der unten an der Strecke befindlichen Scheibe ein Krummzapfen angebracht ist, durch welchen während des Ganges der Förderung eine Wasserhebungspumpe in Bewegung gesetzt wird.

Eine andere Eigenthümlichkeit der fraglichen Grube besteht darin, dass die Baue sich schon in der Tiefe von 200 Meter unter das Meer hin ausgedehnt haben. Diese Thatsache beweist zur Genüge die Wasserdichtigkeit des Gesteins in diesem Bassin.

(Fortsetzung folgt.)

Die Mansfelder Hüttenprozesse in ihrer Abweichung von den Ober- und Unterharzer Kupfer- und Silbergewinnungsarbeiten.

Vom

Ingenieur **Albrecht von Groddeck**,

Docenten der Bergbaukunde an der Königl. Bergakademie zu Clausthal.

(Fortsetzung von S. 95.)

Scheibenreissen. Wenn Scheiben gerissen werden sollen, muss der Moment der Gaare sorgfältiger wie zum Auskellen beobachtet werden. Man nimmt deshalb die letzte Probe nicht durch die Form, sondern direkt aus dem Herde. Ueber das von Kohlen und Schlacke sauber gereinigte Kupfer wird ein wenig Wasser gegossen, die Scheibe vorn mit dem Meissel gehoben und dann sogleich mit einer dazu construirten Zange gefasst, abgehoben und in einem nahe gelegenen Wasserbassin abgekühlt. Aus einem Herde von 1 Fuss Tiefe werden 100 und mehr Scheiben gerissen, woraus man sich eine Vorstellung von der geringen Dicke derselben bilden kann.

Die ersten 3—4 Scheiben sind sehr unrein und werden bei der nächsten Charge wieder eingeschmolzen.

Brennmaterialverbrauch und Abgang. Im Durchschnitt wird auf 1 Ctr. rohgaares Kupfer $\frac{3}{4}$ bis

Beilage zur Berg- und hüttenmännischen Zeitung. 1865. № 13.

1 Tonne Holzkohlen verbraucht. Der Abgang beim Rohgaarmachen beträgt, das aus der Krätze resultirende Kupfer nicht mitgerechnet, durchschnittlich 11—12 Proc.

Zeitverbrauch. Um 6—7 Ctr. Schwarzkupfer rohgaar zu machen, braucht man 2—2½ Stunde. Das Einsetzen dauert 10 Minuten, zum Einschmelzen braucht man 1 Stunde, bis zum Schlackenziehen vergehen 30 Minuten, bis zum Eintritt der Gaare 15 Minuten, das Scheibenreißen dauert 30 Minuten.

Mannschaft. An je 2 Herden, die abwechselnd betrieben werden, sind in der 12stündigen Schicht 2 Mann beschäftigt, welche in dieser Zeit 3 Herde gaar machen. Die Leute werden nach den ausgebrachten Centnern Kupfer bezahlt. Es sollen in Zukunft statt Holzkohlen leichte Cokes angewandt werden.

G. Das Raffiniren des Schwarzkupfers.

Der Ofen. Auf der Saigerhütte befinden sich zum Raffiniren des Schwarzkupfers zwei Zugflämmöfen mit Bischoff'schem Gasgenerator (s. B. Kerl, Handb. d. metall. Hüttenk. 1863, Bd. II., Taf. VI., Fig. 147 und 148).

Das Fundament des Ofens besteht aus Zechstein. Es wird von einem Canal durchfahren, durch welchen Luft unter den Rost geleitet wird. Ueber dem Fundament liegt eine Lage gewöhnliche Barnsteine, in welcher sich die Ankercanäle befinden, und darüber folgt eine Schicht feuerfester Ziegel von Salzünde an der Saale, auf welche der Herd aufgebrannt wird. Die Seitenwände des Herdes bestehen, eben so wie der Herd selbst, aus Quarzmasse; sie werden vor dem Schlagen des Gewölbes eingestampft. Die inneren Theile des Gasgenerators aber, die Feuerbrücke, das Herdgewölbe und der Fuchs werden aus englischen feuerfesten Steinen hergestellt. Der Fuchs wird ausser an den Stellen, wo die Verankerungen angebracht sind, nur 1 Ziegel stark gebaut, weil man die Erfahrung gemacht hat, dass er bei grösserer Stärke und dadurch bedingter geringerer Abkühlung im Innern leicht zu schmelzen beginnt.

Die Armirung des Ofens besteht aus 1 Fuss breiten und 1 Zoll starken gusseisernen Ankerplatten, welche durch 1½ Zoll breite und 6 Zoll dicke schmiedeeiserne Ankerstäbe, an welche die Ankerköpfe fassen, gehalten werden. Die Anker selbst bestehen aus 1½ zölligen Quadrasteinen.

Der Herd des Ofens. Wenn der Ofen fertig ist, wird der Quarzherd ca. 12 Zoll stark aufgebrannt, wobei mit der grössten Sorgfalt verfahren werden muss. Zur Herdmasse nimmt man Quarzgerölle, die gewaschen, gepocht und durch ein Sieb von 120 Maschen pro Quadratzoll gesetzt werden. Als Verbindungsmittel des unschmelzbaren Quarzes dient Schieferschlacke, welche gepocht und mit 1 zu 10 bis 12 Theilen Quarz versetzt wird. Die Masse trägt man in wenige Zoll starken Lagen gleichmässig auf und lässt unter beständigem Krahlen und bei nicht zu starker Hitze, damit die Masse nicht zu sintern beginnt, die organischen Substanzen verglimmen.

Sobald sich kein Flimmern mehr auf der Oberfläche zeigt, wird eine neue Lage eingetragen und damit eben so verfahren. Wenn so die ganze Herdmasse

eingetragen ist, wird sie, nachdem stärkere Hitze gegeben, mit flachen Löffeln festgeklopft und der Herd, dem Gewölbe entsprechend, nur etwas flacher als dieses geformt, wobei besonders auf den Anschluss an die Herdwände zu achten, damit das Kupfer nicht unter den Herd laufe und ihn hebe. An der Auskellöffnung wird ein Sumpf von 2 Zoll Tiefe, 12 Zoll Länge und 6—8 Zoll Breite ausgeworfen und schliesslich zum eigentlichen Einbrennen des Herdes stark gefeuert. Ein gut eingebrannter Herd hält viele Jahre. Die oberste Lage desselben wird jedoch, besonders an der Auskellöffnung, so stark angegriffen, dass sie nach ca. 3—4 Campagnen des Ofens à 4 bis 5 Wochen ausgebrochen und erneuert werden muss.

Aufbrennen einer neuen Herdsohle. Der Ofen wurde während 3 Tagen bei anfangs offenen Thüren ganz allmählig angewärmt. (Von 31⁴/₆₂—25⁵/₆₂). Am 4. Tage (3⁵/₆₂) wurde stärkere Hitze gegeben und darauf (4⁵/₆₂) alle Oeffnungen sorgfältig geschlossen und verschmiert.

Zwei Tage darnach wurde die Auskellöffnung geöffnet, um den Herd von Schlacken und Ansätzen zu reinigen, die obere Sohle auszubrechen und das untergelaufene Kupfer, so wie die Schlacke auszukellen. (6⁵/₆₂ Nachts von 12—3 Uhr Auskellen). Um den letzten Rest aus dem Ofen schaffen zu können, wurde eine Schaufel voll Quarz hineingeworfen, in welchem sich das noch vorhandene Kupfer und die Schlacke gleichsam einwickelte. Die ausgekellte Masse kommt, wenn sie sich vor dem Hammer zähe zeigt, in den Raffinirofen später zurück, der andere Theil wird mit der Krätze im Hohofen verschmolzen.

Nach dem Auskellen, um 10³/₄ Uhr, wurde die neue Herdmasse eingetragen, mit einer Krätze gleichmässig vertheilt und darauf mit dem Krahel so lange umgerührt, bis die Feuchtigkeit entfernt und das Verbrennen der der Masse beigemengten organischen Substanzen aufhörte. Zuweilen hielt man mit dem Krahlen ein, um die an die Oberfläche gebrachten organischen Substanzen verbrennen zu lassen. Damit die Oberfläche der Quarzmasse nicht zu einer Kruste zusammensintere und so der Verbindung mit der später aufzuwerfenden Quarzschicht hinderlich wäre, deprimirte man die Hitze im Ofen dadurch, dass man beide Thüren aufmachte. Um 11 Uhr 20 Minuten hörte das Glimmen auf und nun konnte neue Herdmasse (Quarz) aufgeworfen werden. Dieselbe wurde in gleicher Weise wie die erste behandelt. Nach ca. 1 Stunde (12 Uhr 5 M.) gab man die letzte Masse auf. Dieser war ¹/₁₁ ihres Volumens gepochte Schieferschlacke zugesetzt, um ein besseres Zusammenbacken des Quarzes zu erzielen. Es wurde wie vorhin geebnet und gekrahlt, ein Theil der Masse darauf nach der Auskellöffnung gezogen und hier mit einem kleineren Löffel an die Seitenwände getragen. Um nun der Herdmasse mehr Bildsamkeit zu geben, wurden die Thüren geschlossen (1 Uhr 10 Min.), nach 10 Minuten die Auskellöffnung wieder aufgemacht und mit einem grossen Löffel der Herd festgeschlagen. Dann schob man die Masse mit einer Krätze an die Wände und stellte durch Schlagen mit dem Löffel den Anschluss her. Um 1 Uhr 40 Min. ebnete man den Herd mit

einer Kratze, bearbeitete die Kanten an den Wänden nochmals mit dem Löffel und glich etwaige Vertiefungen und Erhöhungen aus.

Um 2 Uhr 10 Minuten war der Herd fertig geformt und konnte der Sumpf vor der Auskellöffnung ausgearbeitet werden. Dann schloss man die Thüren (2 Uhr 20 Min.), verschmierte sie gut, reinigte den Rost und feuerte so stark wie möglich während ca. 21 Stunden.

Nach dieser Zeit wurden die Thüren wieder aufgemacht, um den Ofen zum Einsetzen der ersten Charge genügend abzukühlen.

(Fortsetzung folgt.)

Ueber die neueren Gesteins-Schräm- und Bohrmaschinen.

(Mit Fig. 3—8 auf Taf. IV.)

(Schluss v. S. 101.)

Beim Bohren im Gestein nutzt sich der Edelstein nur wenig ab; ist er zu weiterem Dienste untauglich geworden, so wird er aus seiner Fassung herausgenommen und kann wieder in den Handel gebracht werden, da er nur im Verhältniss des erlittenen Gewichtsverlustes an Werth verloren hat.

Eine Bohrkronen für Bohrlöcher von 36 Millimeter Durchmesser kostet 100 bis 150 Franken und leistet ihre Dienste sehr lange, ehe sie unbrauchbar wird.

Die im Nachstehenden beschriebene Maschine ist zum Abbohren von Bohrlöchern zum Stollenbetriebe bei Tunnelbauten, oder zum Betriebe gewöhnlicher Stolln und Strecken bestimmt.

Zwei aus Flacheisen bestehende Ständer *BB* sind auf den inneren Seiten abgehobelt und aussen beinahe ihrer ganzen Länge nach beide mit Zahnstangen *b b* versehen, welche einem Schlitz *b'* parallel angebracht sind; sie bilden den Rahmen oder das Gestell der ganzen Maschine.

Am unteren oder hinteren Ende sind die Ständer durch ein strebandartiges, mit Spitzen *b''* versehenes Querstück, am vorderen oder oberen Ende mittelst eines ähnlichen Querstücks *C* verbunden, durch welches letztere eine Schraube *c* geht, deren Mutter *c'* auf der Oberfläche dieses Querstücks aufliegt. Wird dieses Gerüst in einem Stolln oder einer Strecke senkrecht aufgestellt und die Schraube *c* gegen eine zwischen die Firste und die Maschine gebrachte Schwelle *e* angezogen, während die Spitzen *b''* auf eine auf der Sohle angebrachte Schwelle gestellt sind, so steht der Apparat ganz fest und unbeweglich.

Zwischen den beiden Ständern *BB* ist in der Längsrichtung ein kleiner aus 2 Eisenplatten *EE* bestehender Schlitten beweglich, so dass die gehörig abgerichteten Platten auf den abgehobelten Flächen der Balken leicht gleiten.

Durch die beiden Schlitz *b'* und den Schlitten *EE* geht ein Bolzen *β*, dessen Kopf und Schliessscheibe zwei Triebräder bilden, deren Zähne in die Zahnstangen *b b* eingreifen. Beide Enden des Bolzens sind mit viereckigen Löchern versehen, in welche eine

Kurbel *e'* passt, mittelst deren der Schlitten auf- und abbewegt werden kann.

Beim Heben wird der Schlitten durch die Sperrkegel *e'' e''* in seiner Lage erhalten; dieselben müssen aus den Zahnstangen ausgelöst werden, wenn man den Schlitten tiefer stellen will.

Der ganze Rahmen ruht an seinem untern oder hintern Ende auf 2 Rädern und ist vorn mit einem Schwengel versehen, so dass er sich, nachdem er umgelegt worden, ganz bequem transportiren lässt.

Der eigentliche Bohraparat ist in dem Schlitten *E, E* angebracht. Derselbe besteht in einem aus Flacheisen angefertigten Rahmen *F F*, der etwa in der Mitte ein Querstück *f* trägt; durch ein im letztern befindliches Loch geht der Bolzen *d* hindurch.

Das auf zwei Paar in diesen Rahmen angebrachten Lagern ruhende Bohrohr *G* ist an seinem vordern Theile glatt, der übrige Theil dagegen ist mit einem Schraubengewinde versehen, welches etwas länger ist, als die Tiefe des zu bohrenden Loches werden soll. Hinten endet das Rohr mit einem Verbindungshahn *g*, welcher in einer Nuth gleitet, so dass er beim Drehen des ersteren der Rotation desselben nicht folgen, dabei sich aber doch mit ihm vorwärts- und zurückbewegen kann.

Am vorderen Theile des Rohres wird das eigentliche Bohrstück, der Bohrkranz *A* befestigt.

Etwa in der Mitte des glatten Theiles vom Rohre ist das Zahnrad *g'* festgekeilt. Im hinteren Lager ruht die Schraubenmutter *H*, in welcher das Bohrohr sich bewegt; diese Mutter hat gleichfalls ein Zahnrad *h*, welches sich ausrücken lässt. Eine kleine unter dem Bohrohre befindliche und demselben parallele Welle *I* hat ein Triebad mit Wangen *g''*, welches auf ihrer ganzen Länge in einer Nuth verschiebbar ist und in das Zahnrad *g'* greift; je nachdem letzteres mit dem Bohrohre, auf welchen es befestigt ist, sich vor- oder rückwärts bewegt, verschiebt es das Triebad *g''* auf der Welle *I* in der Nuth derselben.

Vorn ist diese Welle mit Sperrrad und Kegel *i* versehen, wodurch jede Bewegung in falscher Richtung verhindert wird, so dass sich der Bohrkranz aus seinem Bajonnettschlosse nicht auslösen kann; an ihrem anderen Ende befindet sich das Triebad *h'*, welches in das auf der Schraubenmutter *H* befestigte Zahnrad *h* greift, so wie das Winkelrad *h,,*. Letzteres wird durch ein zweites, mit einem Schwungrade und Kurbel *J* versehenes Winkelrad *h,,,* bewegt.

Der Durchmesser der das Bohrohr in drehende Bewegung versetzenden Zahnräder *g' g''* und der die Schraubenmutter bewegenden Zahnräder *h h'* weichen ein wenig von einander ab, so dass sie eine Differenzbewegung erzeugen, durch welche das Bohrgezühe im Gesteine langsam vorgeschoben wird.

Ist das Loch bis zur beabsichtigten Tiefe abgebohrt und soll der Bohrer rasch herausgezogen werden, so löst man das Rad *h* aus; dadurch wird die Mutter unbeweglich und das Rohr schraubt sich mit der entsprechenden Geschwindigkeit zurück.

Die Neigung der Schraube ist so gewählt, dass der Bohrkranz durch die Differenzbewegung vorwärts geschoben wird, wogegen er beim Aufhören dieser Be-

wegung zurückgeht, ohne dass es nöthig wäre der Rotation die entgegengesetzte Richtung zu geben.

Diese Einrichtung ist sehr wichtig, denn beim Drehen in umgekehrter Richtung könnte sich der Bohrkranz auslösen und in dem von ihm gebohrten Loche stecken bleiben. Es wird nur dann in umgekehrter Richtung gedreht, wenn man Zeit gewinnen und den Bohrer rasch an den Ortstoss, wo das Loch abgebohrt werden soll, heranbringen will. In diesem Momente kann der Sperrkegel aus dem Sperrrade i ausgelöst werden.

Die Räder h und h' , welche die Drehung der Schraubenmutter H vermitteln und reguliren, können ausgewechselt und durch andere ersetzt werden, je nachdem die Beschaffenheit des Gesteins ein rascheres oder langsames Vorrücken des Bohrkopfes erfordert.

Am anderen Theile des Rahmens $F'F'$ sind noch zwei Schrauben $K K$ parallel mit der Axe des zwischen ihnen beiden und in gleicher Vertikalebene mit ihnen befindlichen Bohrrohres angebracht, welche in gezähnte Kronen auslaufen und dem Apparate beim Andrücken gegen den Ortstoss als sehr kräftige Stützen dienen.

Während der Arbeit wird durch den Hahn δ_1 Wasser in das Loch gespritzt, welches entweder aus einem höher liegenden Behälter zufließt, oder durch einen Knaben mittelst einer kleinen Handpumpe aus einem Eimer zugeleitet wird.

Die im Vorstehenden beschriebene Maschine zeichnet sich durch folgende Eigenschaften aus:

1) Mittelst derselben lassen sich in jeder Höhe und in jeder Richtung — selbstverständlich innerhalb der durch ihre Dimensionen bedingten Grenzen — Löcher abbohren.

2) Diese Löcher können ganz dicht an beiden Seitenstössen, am rechten so gut, wie am linken gebohrt werden, wegen der vollkommenen Symmetrie der einzelnen Maschinentheile bezüglich einer durch die Mitte der Maschine, ihrer Länge nach, gedachten Axe.

3) Die Maschine lässt sich leicht und rasch auseinandernehmen; ihr Gewicht ist in Folge der fast ausschliesslichen Anwendung von hämmerbarem Guss-eisen und von Schmiedeeisen auf das Minimum reducirt.

Soll die Maschine nach vollendetem Abbohren der Löcher entfernt werden, damit sie beim Wegthun der Schüsse durch abgesprengte Wände nicht verletzt wird, so wird das Bohrrohr in den Rahmen $F'F'$ zurückgeschoben und dieser letztere zwischen die beiden Balken $B B$ zurückgeschlagen, ähnlich wie eine Taschenmesser Klinge in ihr Heft; das Schwungrad mit Kurbel wird abgenommen und in diesem Zustande kann die ganze Maschine gleich einem Laufkarren oder Förderwagen aus dem Stolln oder der Strecke entfernt werden.

Bis jetzt sind bereits zehn solcher Maschinen gebaut worden und bei verschiedenen Arbeiten unter Tage, in Frankreich sowohl, wie im Auslande, versuchsweise

in Thätigkeit; allem Anscheine nach bewähren sie sich bei den härtesten Gesteinen, die von ihnen mit grosser Leichtigkeit angegriffen werden, vollkommen.*)

b) Ehe wir diese Mittheilung schliessen, bemerken wir noch, dass auch von P. von Rittinger in Wien Versuche mit stählernen, an der Schneide verzahnten Cylinderbohrern zur Herstellung von Sprenglöchern gemacht sind und die Idee von Circular-Gesteinssägen durch den Bergingenieur Swetzka in den gegen Mitte Octobers 1863 abgehaltenen Sitzungen des Special-Comités des böhmischen Gewerbevereins**) wieder angeregt wurde.

c) Sodann ist noch eines, von dem französischen Bergingenieur Lisbet erfundenen rotirenden Gesteinsbohrers zu gedenken. Derselbe besteht aus einem nach Art der Pfropfenzieher um sich selbst gewundenen Stahlstreifen, dessen Kanten schneckenförmig gekrümmt sind. Er bildet eine Art archimedischer Schraube, die in gehöriger Richtung gedreht, das entstandene Bohrmehl aus dem Loche entfernt und soll bei milden Gesteinen sehr brauchbar sein, was in Rücksicht auf die schon längst bei derartigen Gesteinen benutzten ähnlichen Bohrerformen wohl kaum zu bezweifeln ist.

Zusatz. Mit dem Leschot'schen Bohraparate sind in dem Conservatorium der Künste und Handwerke zu Paris Versuche angestellt. Durch Benutzung der dynamometrischen Kurbel ermittelte man bei diesen Versuchsbohrungen, dass 30 Umdrehungen des Bohrers pro Minute ein durchschnittlicher Kraftaufwand von 15,345 Kilogr. und einer Triebkraft von 17,067 Kilogrammern entsprach. Das Loch wurde in Granit gebohrt, hatte 43 Millimeter Durchmesser und wurde bei Verwendung von zwei Arbeitern in der Stunde um 25 Centimeter tief niedergebracht. Der ausgebohrte Gesteinskern hatte 31 Millimeter Durchmesser. Die erforderliche Triebkraft würde schon zu bedeutend sein, als dass sie 2 Mann anhaltend zu leisten im Stande wären.

Bezüglich des pro Kilogramm erhaltenen Gesteinspulvers (Bohrmehls) erforderlichen Kraftaufwandes stellt sich übrigens das Resultat sehr günstig heraus. Das per Stunde in Pulver verwandelte Volum Granit würde sein: $\pi (R^2 - r^2) L = 3,1416 \cdot 0,000222 \cdot 0,25 = 0,00175$ Cubikmeter oder dem Gewichte nach, da 1 Cubikmeter Granit 2500 Kilogramm wiegt, $= 2500 \cdot 0,00175 = 0,436$ Kilogramm. Der entsprechende Kraftaufwand beträgt $3600 \cdot 17067 = 61441$ Kilogrammet.; demnach kommt auf 1 Kilogr. Gesteinspulver die Kraft von 140000 Kilogrammetern.

F. W.

*) Auf eine sichere Befestigung der schwarzen Diamanten im Bohrstücke kommt unbestreitbar das Meiste an; wie dieselbe hergestellt ist und sich bewährt hat, darüber ist leider in der angezogenen Beschreibung nichts gesagt. D. Red.

**) Vergl. Oesterr. Ztschr. Nr. 23 u. 24 1864, d. Bl. 1864, S. 276.

Notizen.

Wilson's Fabrikation von Eisen und anderen Metallen. — Wilson giebt zwei Flammofenkonstruktionen an, um mittelst festen oder gasförmigen Brennmaterials bei passender Luftzuführung Erze zu reduciren oder Metalle zu schmelzen. (Revue univers., 8. ann., 5. livr., p. 371 mit Zeichnungen.)

Price's neuer Cupoloofen. — Der obere Theil des Mauerwerks ruht auf einem Eisenring auf Säulen, das untere dünne Gemäuer ist mit Eisenkästen umgeben, in dem Wasser oder Luft circulirt oder in die Dampf eingelassen wird. Eine solche Kühlvorrichtung befindet sich auch unter dem Bodenstein. (Revue univers., 8. ann., 5. livr., p. 576).

Schott, Schwimmen von festem Roheisen auf flüssigem. (Siehe auch d. Bl. 1864, S. 52). — Das flüssige Roheisen dehnt sich, wahrscheinlich in Folge des Krystallisationsbestrebens, nach dem Abgiessen in der Form stark aus und liefert dabei scharfe Abgüsse. Es wird danach in einem besonderen Stadium des flüssigen Zustandes die grösste Dichtigkeit besitzen und bei sinkender Temperatur ein grösseres Volumen einnehmen, somit spezifisch leichter sein. Kaltes Eisen schwimmt daher auf strahlend weissen flüssigem, sinkt aber auf erkaltendem, röthlich erscheinenden flüssigem Eisen unter. (Ztschr. d. Ver. deutsch. Ingen. VIII.)

Spiller, Löslichkeit des Goldes. — Gold löst sich in heisser concentrirter, mit Salpetersäure versetzter Schwefelsäure und giebt eine gelbe Lösung, aus welcher Wasser metallisches Gold wieder niederschlägt. (Dingl. J., Bd. 174, S. 380.)

Parry, Verwendung von Eisenhofenschlacken zum Düngen, zu künstlichen Steinen etc. — Man führt unter die Schlackentrift überhitzten Wasserdampf, welcher die Schlacke beim Durchströmen in Fäden verwandelt, die sich in rotirenden und mit grobem Schrot versehenen Tonnen leicht zerkleinern lassen. (Dingl. J., Bd. 174, S. 383.)

Syogrun, Bildung von Eisenerzen (Seeerzen) durch Thiere. — Das in Schweden (Provinz-Laland) auf dem Seegrund in bis 660 F. langen, 17–33 F. breiten und 8 bis 33 Zoll dicken regelmässigen Schichten vorkommende Eisenerz (Seeerz) mit 20–60 Proc. Eisen- und Manganoxyd, 10 Proc. Chlor, etwas Phosphorsäure, ferner Thon und Quarz verdankt nach Syogrun's Beobachtung seine Entstehung kleinen im Süsswasser lebenden Thieren (Gallionella ferruginea). Diese entnehmen den Eisengehalt aus dem Wasser und erdigen Bestandtheilen. Man gewinnt das Erz im Winter, indem man im Eis eine 3 Fuss weite Oeffnung hervorbringt, mit einer Hacke durch diese hindurch das Gemenge von Erz, Sand und Thon lockert und dann in einem an einer Stange befestigten Siebe heraufholt. Je nach der Geschicklichkeit und Erfahrung des Arbeiters gewinnt derselbe per Tag bis $\frac{1}{2}$ Tonne Erz und mehr. Nach etwa 26 Jahren ersetzt sich in manchen Seen eine Schicht von obigen Dimensionen. (Ztschr. d. Oesterr. Ingen.-Vereins 1864, S. 201.)

Landold, Zusammensetzung des Leuchtgases.

	Heidel- berg.	Bres- lau.	Bonn.	
Wasserstoff . .	41,04	40,70	39,80	Volumprocente.
Grubengas . .	40,71	39,82	43,12	..
Kohlenoxyd . .	7,64	4,01	4,66	..
Schweres Kohlen- wasserstoffgas .	7,28	4,96	4,75	..
Kohlensäure . .	0,58	0,41	3,02	..
Stickstoff . .	2,75	10,10	4,65	..

Die Bergakademie zu Freiberg

feiert am 30. Juli 1866 ihr **hundertjähriges Jubiläum**. Viele frühere Schüler dieser Anstalt haben die Absicht ausgesprochen, diesen Tag zugleich zu einem Fest des Wiedersehens zu machen, und die Unterzeichneten haben es übernommen, die dafür nöthigen Vorbereitungen zu treffen. Da nun ein Theil der zu erwartenden Festgenossen über alle Erdtheile zerstreut ist, so halten wir es für unsere erste Aufgabe, besonders den weit Entfernten, den bestimmten Tag schon jetzt zu bezeichnen, damit sie in Zeiten sich darauf vorbereiten können.

Das Nähere über das Fest werden wir später bekannt machen; aber zwei Wünsche fügen wir schon heute diesem Aufruf hinzu, nämlich:

- 1) dass jeder Einzelne in seinem Lande für möglichste Verbreitung desselben sorgen möge, und
- 2) dass ein Jeder von sich eine Photographie mitbringe, damit wir sie in einem Buche der Erinnerung aufbewahren können.

Freiberg, 1. Februar 1865.

Freih. C. v. Beust, L. Braunsdorf, A. Breithaupt,
B. v. Cotta, F. W. Fritzsche, E. Henchler, M. Ihle,
F. Reich, Th. Scheerer, E. v. Warnsdorff.

Aus dem Verlage der Grosse'schen Buchhandlung in Clausthal ist durch alle Buchhandlungen zu beziehen:

Th. Bodemann's **Anleitung zur berg- und hüttenmännischen Probirkunst**. Vervollständigt und grossentheils umgearbeitet von Bruno Kerl. Zweite Auflage. Mit 5 Figurentafeln. 3 Thlr.

Tableau der Erzaufbereitung von der Grube Bergwerks-Wohlfahrt (bei Clausthal). Entworfen von Oberpuchsteiger Rob. Ad. Wimmer. Gezeichnet von Fr. Hermann. 25 Ngr.

In der C. F. Winter'schen Verlagshandlung in Leipzig und Heidelberg ist soeben erschienen und durch alle Buchhandlungen zu beziehen:

Die
vulkanischen Erscheinungen der Erde
von Dr. C. W. C. Fuchs, Docent an der Universität in Heidelberg. Mit 2 lithographirten Tafeln und 25 in den Text gedruckten Holzschnitten. gr. 8. geh. Preis 3 Thlr. 20 Ngr.

Die vulkanischen Erscheinungen der Erde erwecken für sich schon ein in hohem Grade berechtigtes Interesse; ihre genauere Erforschung ist aber auch von der höchsten Bedeutung für die gesammte Geognosie und Geologie, und dürfte das vorliegende Buch gerade jetzt, wo sich durch die Ausbrüche des Aetna wieder ein grosses Naturschauspiel darbietet, Vielen eine zeitgemässe Erscheinung sein.

BERG- UND HÜTTENMÄNNISCHE ZEITUNG.

Redaction:

BRUNO KERL, und **FRIEDRICH WIMMER,**
 Professor der Metallurgie Berggeschworne
 zu Clausthal.

Jährlich 52 Nummern mit vielen Beilagen, Tafeln und eingedruckten Holzschnitten. Abonnements-Preis vierteljährlich 1 Thlr. 15 Ngr. Zu beziehen durch alle Buchhandlungen und Postanstalten des In- und Auslandes. Original-Beiträge sind an Einen der Redacteurs franco einzusenden und werden halbjährig — auf Verlangen auch sofort nach Abdruck — entsprechend honorirt.

Inhalt: Ueber einen continuirlichen Röstofen. Von Charles A. Stetefeldt. — Produktion der Bergwerke, Salinen und Hütten im Preussischen Staate im Jahre 1863. — Die Mansfelder Hüttenprozesse in ihrer Abweichung von den Ober- und Unterharzer Kupfer- und Silbergewinnungsarbeiten. Von Albrecht von Grödeck. (Fortsetzung.) — Notizen. — Anzeigen.

Ueber einen continuirlichen Röstofen.

Von

Charles A. Stetefeldt, Berg- und Hütteningenieur in New-York.

(Mit Fig. 9 und 10 auf Taf. IV.)

Prinzip der continuirlichen Röstöfen. — Die Bestrebungen, welche man in neuerer Zeit zur Verbesserung der Aufbereitungsmaschinen gemacht hat, laufen meist darauf hinaus, solche Apparate herzustellen, welche continuirlich arbeiten und bei Ersparung an menschlicher Arbeitskraft nicht nur ein höheres Durchsetzquantum liefern, sondern auch das Resultat von der Sorgsamkeit und Geschicklichkeit des Arbeiters mehr oder weniger unabhängig machen. Ein Gleiches gilt von metallurgischen Apparaten, und in dieser Hinsicht ist in Bezug auf Röstöfen in der neuen Welt, wo menschliche Arbeitskraft so theuer ist, viel geleistet worden verhältnissmässig der Stufe der Entwicklung, auf welcher die Hüttenprozesse hier stehen.

Fragen wir nach den für oxydirendes Rösten, welches in den meisten Fällen eine Entschwefelung zum Zweck hat, erforderlichen Bedingungen, die am schnellsten und vollständigsten zu ökonomischen Resultaten führen, so sind diese offenbar:

- 1) Zweckmässige Zerkleinerung des Erzes, wodurch grosse Oberflächen dargeboten werden.
- 2) Einleitung einer stetigen Bewegung des Röstgutes gegen die Oxydationsluft, was einen continuirlichen Arbeitsgang bedingt.
- 3) Ausnutzung der zur Röstung nöthigen und durch dieselbe erzeugten Wärme.

Die bisher allgemein in den Schmelzwerken der alten Welt gebräuchlichen Röstapparate entsprechen bis auf Brunton's Zinnerzröstofen mit rotirendem Herde (d. Bl. 1859, S. 355) der zweiten Bedingung nicht, indem sie discontinuirlich arbeiten.

Das Prinzip, welches der Konstruktion der continuirlichen Röstöfen zu Grunde liegt, ist, das fein vertheilte Erz frei oder auf schiefen Ebenen herabfallen zu lassen und so jedes einzelne Theilchen einer oxydirenden Einwirkung der Luft auszusetzen.

Dieses Prinzip ist mit mehr oder weniger Glück angewendet worden.

Keith's continuirliche Röstöfen. — Der continuirliche Röstofen von Keith in Central-City, Colorado Territory, den ich Gelegenheit hatte, in Colorado arbeiten zu sehen, besteht aus einem im Winkel von 45° geneigten Canal, der am oberen Ende mit einer Feuerung versehen ist, während er unten mit einer Esse in Verbindung steht. Das Erz wird über der Feuerbrücke durch einen Ventilator, dessen Arme zugleich das vorher genügend zerkleinerte Erz vollständig zum feinsten Pulver zermahlen, in den Ofen hineingeblasen und fällt, von der Flamme eine Zeitlang getragen, in den Canal herab, an dessen Ende es fertig geröstet anlangt.

Keith wendet diesen Ofen zur Röstung von goldhaltigen Schwefelkiesen und Kupferkiesen behufs Amalgamation an, und die doppelten und dreifachen Resultate im Goldausbringen, die er gegenüber den Amalgamirwerken erhielt, welche das Erz im rohen Zustand verarbeiten, machten gewaltiges Aufsehen in Colorado und New-York.

Die Idee ist jedenfalls originell und wir müssen Keith den Erfinder der continuirlichen Röstöfen nennen.

Uebrigens ist seine Konstruktion mit grossen Fehlern behaftet. Ist das Erz nicht fein genug zertheilt, so wird es nur eine kurze Strecke von der Flamme getragen, fällt dann auf der schiefen Ebene nieder, auf welcher es unter weit ungünstigeren Bedingungen arbeitet, und gelangt unvollständig geröstet unten an.

Auf der anderen Seite giebt ein zu fein zertheiltes Erz Veranlassung zu grossen Verlusten durch Flugstaub.

Ein anderer Verstoß gegen die Regeln eines rationalen Röstverfahrens ist, dass das Röstgut da in den Ofen eingeführt wird, wo die höchste Temperatur herrscht, so dass hier leicht ein Schmelzen oder Zusammensintern gröberer Erztheilchen stattfinden kann, während feiner Staub allerdings sofort verbrennt. Weit zweckmässiger ist es, Flamme und Oxydationsluft gegen das fallende Erz zu bewegen, wodurch man nicht nur

den obigen Fehler vermeidet, sondern auch durch den Widerstand der Luft bewirkt, dass das Erz länger suspendirt bleibt.

Sonstige continuirliche Röstöfen. — Nach Keith erschien eine nicht geringe Anzahl continuirlicher Röstöfen, denn jeder Yankee, der Quarz, Bleiglanz und Schwefelkies unterscheiden kann, bildet sich sofort ein, ein vollendeter Bergingenieur zu sein, von denen bis jetzt noch keiner Bedeutung erlangt hat, während die meisten einer kurzen Praxis erlagen.

Diese suchten die Fehlerquellen des Keith'schen Ofens zu vermeiden, indem sie demselben die Form eines geneigten rotirenden Cylinders gaben, in welchem sich Flamme und Erz bewegten. Diese in verschiedenen Modificationen ausgeführte Konstruktion zeigte sich wegen kostspieliger Herstellung und besonders kurzer Haltbarkeit des Apparates durchaus unpraktisch.

Gerstenhöfer's Terrassenofen. — Wir können das Prinzip des continuirlichen Röstofens kurz so aussprechen: Bewegung des Erzes durch den Fall in der einen und Bewegung der erhitzten Verbrennungsluft in der entgegengesetzten Richtung.

Da das Erz unter weit günstigeren Bedingungen röstet, wenn es frei fällt, als auf einer schiefen Ebene, so würde hiernach der Apparat aus einem senkrechten Schacht bestehen, in welchem das Erz oben durch Spalten eingeführt wird, während am unteren Ende die erhitzte Luft einströmt. Um aber das Erz eine genügende Zeit im Ofen verweilen zu lassen, was auch die Einführung eines gröberen Pulvers gestattet, ohne dem Schacht eine zu grosse Höhe zu geben, müssen wir seine Geschwindigkeit hemmen, und das Mittel hierzu ist der Stoss.

Bringt man nämlich in dem Schacht in gewissen Zwischenräumen Bänke an, wofür ich den Ausdruck „Terrasse“ einführen will, so wird die Geschwindigkeit des Erzes verringert oder vollständig gehemmt, je nachdem dasselbe schief oder senkrecht auf die Fläche einer Terrasse auffällt.

Einen nach diesem Prinzip construirten Ofen sah ich flüchtig im Anfange des Jahres 1863 auf Muldener Hütte in Freiberg, wo er durch Herrn Gerstenhöfer zum ersten Mal versucht wurde.

Ohne die Konstruktion dieses Ofens irgend wie näher kennen gelernt zu haben, da als Versuchsarbeit über denselben keine Auskunft ertheilt wurde, will ich im Folgenden versuchen, die Regeln zu entwickeln, nach denen der continuirliche Terrassenofen zu construiren ist.

Das nächste und wesentlichste Element ist die Form und Anordnung der Terrassen und diesem Gegenstand soll hier eine besondere Aufmerksamkeit geschenkt werden.

Die grösste oder natürliche Böschung trockener Massen ist durch den Reibungswinkel φ bestimmt, welchen eine Horizontalebene mit der Böschungsebene bildet.

Bei Aufhäufung feiner Massen, welche aus einer gewissen Höhe herabfallen, also eine gewisse Geschwindigkeit haben, ist der Winkel φ kleiner, als wenn die Aufhäufung durch vorsichtiges Hinaufschieben von unten nach oben geschieht.

Wenn man daher durch letzteres Verfahren den

Reibungswinkel bestimmt und diesen Winkel bei Konstruktion der Terrassen zu Grunde legt, so ist man sicher, dass das auf die Terrassen auffallende Erz nicht liegen bleibt, also auch die Böschung derselben nicht geändert wird.

Andererseits ist klar, dass man bestrebt sein muss, den Böschungswinkel der Terrasse möglichst klein zu machen, damit das Erz recht lange im Ofen verweilt, denn ein kleiner Winkel bewirkt, dass das Erz mit geringerer Beschleunigung auf der schiefen Ebene der Terrasse sich bewegt und dass nach kurzen Intervallen seine Geschwindigkeit durch den Stoss auf Null reducirt wird.

Durch einige Versuche wurde φ bei vorsichtiger Aufhäufung trockener Schliege zu 35° gefunden. Wir haben daher den Böschungswinkel BAD (Fig. 9) der Terrasse $= 35^\circ$ zu nehmen, woraus für den Flächenwinkel ABD der Werth 110° folgt.

Um nun zu den Dimensionen zu gelangen, welche die Grösse und gegenseitige Lagerung der Terrassen bestimmen, müssen wir ein Erztheilchen in seinem Laufe durch den Ofen verfolgen.

Das Erz beginnt seine Bewegung vom Erzzuführungsschlitz aus und gelangt mit einer Geschwindigkeit auf die erste Terrasse, welche von der vertikalen Entfernung der Terrassenspitze B vom Erzschlitz abhängt. Ist letztere $= s$, so kommt das Erz mit einer Geschwindigkeit c auf der Spitze der Terrasse an, welche nach phoronomischen Gesetzen gegeben ist durch:

$$c = \sqrt{2gs} \quad \dots 1)$$

wenn g die Beschleunigung durch die Schwere bedeutet.

In seiner vertikalen Bewegung gehemmt, muss es in der Richtung BA die schiefe Ebene der Terrasse herabfallen. Ist φ der Böschungswinkel BAC der Terrasse, so verliert es durch den Stoss einen Theil seiner Geschwindigkeit und behält eine Geschwindigkeit c_1

$$c_1 = c \sin. \varphi \quad \dots 2)$$

Nennen wir $b = AC$ die halbe Breite der Terrasse, woraus die Höhe $BC = h = b \cdot \tan \varphi$ folgt, so gelangt das Erztheilchen an der Basis A mit einer Geschwindigkeit c_1 an, die, mit Vernachlässigung der Reibung und Elasticität, aus der Gleichung

$$c_1 = c_1 + \sqrt{2gh} \quad \dots 3) \quad \text{folgt.}$$

Auch solche Erztheilchen, welche nicht bei B , sondern in einem tiefer liegenden Punkte M auffallen, werden die Terrasse mit nahe derselben Geschwindigkeit verlassen, da dann in dem Ausdruck für c_1 der erste Theil c_1 grösser, der zweite $\sqrt{2gh}$ aber kleiner ausfällt, als vorher.

Dem fernerer Einfluss der Gravitation und der gleichförmigen Geschwindigkeit c_1 in der Richtung BA unterworfen, nimmt jetzt der Körper eine zusammengesetzte Bewegung an und beschreibt in seinem Falle die Parabel AP .

Legen wir durch A ein rechtwinkliges Coordinatensystem AX, AY , so befindet sich das Erz nach Verlauf einer Zeit t_1 , diese vom Momente an gerechnet, in welchem es die Terrasse verlässt, in einem Punkte P , dessen Ordinate y gegeben ist durch:

$$y = c_1 t_1 \cos. \varphi \quad \dots 4),$$

während die zugehörige Abscisse x durch die Gleichung

$$x = y \operatorname{tg.} \varphi + \frac{g y^2}{2 c_1^2 \cos.^2 \varphi} \quad . \quad . \quad . \quad 5)$$

gefunden werden kann.

Diese beiden Gleichungen dienen uns zur Berechnung der gegenseitigen Lage der Terrassen, wie im Folgenden gezeigt werden soll. Es ist leicht zu finden, dass die Zeit t_1 , welche das Erz braucht, um von A nach P zu gelangen, ausgedrückt wird durch:

$$t_1 = \frac{1}{g} (\sqrt{c_1^2 \sin.^2 \varphi + 2 g x} - c_1 \sin. \varphi \quad . \quad . \quad . \quad 6)$$

Beiläufig bemerkt braucht das Erz die Zeit t , um vom Erzsclitz auf die Terrassenspitze zu gelangen, und t_1 , um die Böschungsebene BA zu durchlaufen:

$$t = \sqrt{\frac{2 s}{g}} \quad . \quad . \quad . \quad 7)$$

$$t_1 = \frac{1}{g \sin. \varphi} (\sqrt{c_1^2 + 2 g b \operatorname{tg.} \varphi} - c_1) \quad . \quad . \quad . \quad 8)$$

Führen wir den Werth von t_1 in Gleichung 4) ein, so ergibt sich:

$$y = \frac{c_1 \cos. \varphi}{g} (\sqrt{c_1^2 \sin.^2 \varphi + 2 g x} - c_1 \sin. \varphi) \quad . \quad . \quad . \quad 9)$$

Nennen wir nun H_1 den vertikalen Abstand der Basis der ersten Terrasse von der zweiten und A_1 die horizontale Entfernung der Kantenpunkte beider, und stellen die zweite Terrasse so, dass das von der ersten kommende Erz auf der Spitze jener aufschlägt, so sind die Coordinaten x und y des Endpunktes B_1 der Parabelbahn:

$$x = H_1 - h \quad . \quad . \quad . \quad 10)$$

$$y = A_1 + b \quad . \quad . \quad . \quad 11)$$

Durch Einführung dieser Werthe in die Gleichungen 5) und 9) erhalten wir die Gleichungen:

$$A_1 = \frac{c_1 \cos. \varphi}{g} (\sqrt{c_1^2 \sin.^2 \varphi + 2 g (H_1 - h)} - c_1 \sin. \varphi) - b \quad . \quad . \quad . \quad 12)$$

$$H_1 = (A_1 + 2 b) \operatorname{tg.} \varphi + \frac{g (A_1 + b)^2}{2 c_1^2 \cos.^2 \varphi} \quad . \quad . \quad . \quad 13)$$

Diese beiden Gleichungen geben uns alle wesentlichen Elemente, welche für die Konstruktion des ersten Terrassenpaares erforderlich sind. Wir haben jetzt bloß den Ausdruck für die Geschwindigkeit c_2 zu finden, mit welcher das Erz auf der zweiten Terrasse seine Bewegung beginnt, um für alle weiteren Terrassen wie oben die Abhängigkeit zwischen H und A zu finden.

Die Seitengeschwindigkeiten, welche das Erz im Punkte B_1 hat, sind:

$$v_1 = c_1 \sin. \varphi + g t_1$$

$$v_2 = c_1 \cos. \varphi.$$

Oder, wenn wir für t_1 seinen Werth aus Gleichung 6) setzen:

$$v_1 = \sqrt{c_1^2 \sin.^2 \varphi + 2 g (H_1 - h)}.$$

v_1 zerlegt sich in eine gegen die Ebene $A_1 B_1$ senkrechte und eine in der Richtung $A_1 B_1$ gehende Componente v_3 :

$$v_3 = v_1 \sin. \varphi.$$

v_2 zerlegt sich ebenfalls in eine gegen $A_1 B_1$ senkrechte und eine in der Richtung $A_1 B_1$ gehende Componente v_4 :

$$v_4 = v_2 \cos. \varphi.$$

Daher haben wir für c_2 , die Geschwindigkeit, mit der das Erz auf der zweiten Terrasse seine Bewegung beginnt:

$$c_2 = v_3 - v_4$$

Mit Hülfe obiger Gleichungen ist demnach:

$$c_2 = \sin. \varphi \sqrt{c_1^2 \sin.^2 \varphi + 2 g (H_1 - h)} - c_1 \cos.^2 \varphi \quad . \quad . \quad 14)$$

Das Erz verlässt dann die zweite Terrasse mit einer Geschwindigkeit c_{11}

$$c_{11} = c_2 + \sqrt{2 g h} \quad . \quad . \quad . \quad 15)$$

Ueberhaupt gelten die Formeln 12), 13), 14) und 15) ganz allgemein. Wenn nämlich H_n den Abstand der n ten von der $(n+1)$ ten Terrasse bezeichnet, A_n den horizontalen Abstand beider, c_n die Geschwindigkeit mit der das Erz seine Bewegung auf der n ten Terrasse beginnt, c_n die Endgeschwindigkeit auf derselben, so ist

$$c_n = \sin. \varphi \sqrt{c_{n-1}^2 \sin.^2 \varphi + 2 g (H_{n-1} - h)} - c_{n-1} \cos.^2 \varphi \quad . \quad . \quad . \quad 16)$$

$$c_n = c_n + \sqrt{2 g h} \quad . \quad . \quad . \quad 17)$$

$$H_n = (A_n + 2 b) \operatorname{tg.} \varphi + \frac{g (A_n + b)^2}{2 c_n^2 \cos.^2 \varphi} \quad . \quad . \quad . \quad 18)$$

$$A_n = \frac{c_n \cos. \varphi}{g} (\sqrt{c_n^2 \sin.^2 \varphi + 2 g (H_n - h)} - c_n \sin. \varphi) - b \quad . \quad . \quad . \quad 19)$$

Fassen wir die Gleichungen 18) und 19) näher ins Auge, so sehen wir, dass die wesentlichen Dimensionen für den ganzen Apparat keine constanten sind, dass dieselben sich vielmehr ändern, da wir für H_{n+1} und A_{n+1} , die Entfernungen der $(n+1)$ ten Terrasse von der $(n+2)$ ten, nicht mehr die Geschwindigkeit c_n , sondern die c_{n+1} haben.

Es ist daher für eine zweckmässige Ofenkonstruktion keineswegs gleichgültig, ob wir zunächst für H einen bestimmten Werth annehmen und daraus A finden, oder ob wir umgekehrt H aus A berechnen. Eine einfache Ueberlegung führt sofort zu dem Resultate, dass wir für den ganzen Ofen A als constant nehmen müssen, weil ausserdem der Ofen praktisch gar nicht nach richtigen Prinzipien auszuführen wäre. Für Constante A würden dann die Werthe von H für aufeinander folgende Terrassenpaare verschieden, welcher Bedingung leicht entsprochen werden kann.

Es ist interessant, den Ausdruck 18) einer genaueren Discussion zu unterwerfen. Wenn die Breite der Terrassen $= 2 b$ bestimmt ist und für A ein constanten Werth eingeführt wird, so sehen wir, dass in dem Ausdruck:

$$H_n = (A + 2 b) \operatorname{tg.} \varphi + \frac{g (A + b)^2}{2 c_n^2 \cos.^2 \varphi} \quad . \quad . \quad . \quad 20)$$

nur ein einziger veränderlicher Factor vorkommt, nämlich die Geschwindigkeit, mit der das Erz die Terrasse verlässt. Es besteht dann H_n aus einer Summe von 2 Gliedern, deren erstes für alle Terrassen gleich ist, während das zweite veränderlich ist.

Von diesen beiden Gliedern ist das erste constant bedeutend grösser, als das zweite veränderliche, da letzteres den Werth c_n , der immer eine beträchtliche Grösse hat, als Quadrat im Divisor enthält.

Es ist daher wichtig, zu bestimmen, zwischen welchen Grenzen sich überhaupt H bewegen kann.

(Schluss folgt.)

Produktion der Bergwerke, Salinen und Hütten im Preussischen Staate im Jahre 1863.

(Auszug aus der Zeitschrift für das Berg-, Hütten- und Salinenwesen im Pr. Staate.)

Erzeugnisse.	Gesamtproduktion in den 4 Oberbergamtsbezirken Breslau, Halle, Dortmund und Bonn.						
	Menge der Produktion.		Werth derselben.	überhaupt	hauptsächlich	Anzahl der Arbeiter.	Anzahl der Frauen und Kinder.
	Tonnen.	Centner.		betheiligte Werke.			
I. Bergwerke.							
1. Steinkohlen	71,654,578	286,091,502	23,361,065	417	409	71,592	128,908
2. Braunkohlen	26,686,963	80,524,076	3,647,151	457	453	11,715	25,244
3. Eisenerze	3,915,077	27,410,048	2,500,549	1056	790	15,150	27,369
4. Zinkerze	—	5,712,373	1,681,642	74	61	10,060	14,016
5. Bleierze	—	1,133,403	2,728,445	187	142	10,594	16,206
6. Kupfererze	—	2,569,651	868,489	5082	66	5,082	9,006
7. Silbererze	—	23	6,556	1	—	—	—
8. Kobalterze	—	30	389	4	—	—	—
9. Nickelerze	—	991	4,723	5	—	—	—
10. Arsenikerze	—	10,335	10,673	3	3	65	95
11. Antimonerze	—	2,120	6,360	3	3	36	46
12. Manganerze	—	9,254	11,361	9	8	99	146
13. Vitriolerze (Schwefelkies)	—	693,982	96,104	21	12	284	427
14. Alaunerze (Braunkohle)	—	340,007	11,893	4	3	120	338
15. Flussspath	—	67,414	9,385	5	4	44	116
Summa	102,256,618 (Kohlen- und Eisenerze)	404,565,209	34,944,785		1954	124,841	221,911
16. Dachschiefer	—	—	183,478		275	1640	3,843
Summa I.	102,256,618	404,565,209	35,128,263		2229	126,481	225,754
II. Salinen.							
1. Steinsalz und Kochsalz	— (darunter an Kalisalzen)	1,646,644	377,082	3	3	542	747
2. Siedesalz	—	387,780 2,367,524	258,851 1,304,171	18	17	1,227	3,759
Summa II.	—	4,014,218	1,681,253		20	1,769	4,506
III. Hütten.							
1. Eisen: Gusseisen.							
a. Roheisen in Gängen	—	11,651,007	15,173,165	163	138	10,682	21,536
b. Rohstahleisen	—	399,946	725,459	11	5	116	326
c. Gusswaaren aus Erzen	—	682,629	1,913,662	71	23	3,848	7,998
d. „ „ Roheisen	—	2,584,148	9,139,343	298	237	12,142	25,167
Schmiedeeisen. e. Stabeisen	—	6,959,439	22,448,905	340	303	21,182	47,212
f. Schwarzblech	—	1,116,860	4,671,155	49	24	2,408	5,404
g. Weissblech	—	72,251	764,162	6	1	306	624
h. Eisendraht	—	595,785	2,716,071	147	142	2,195	5,670
Stahl. i. Rohstahl	—	579,508	2,808,661	63	45	1,980	3,998
k. Gussstahl	—	404,428	4,081,677	19	14	7,005	8,585
l. Raffinirter Stahl	—	68,831	619,065	110	96	388	993
2. Zink. a. Rohzink	—	1,206,216	6,333,379	47	47	5,795	10,032
b. Zinkweiss	—	39,332	294,304	3	1	31	76
c. Zinkblech	—	266,385	1,639,179	10	5	357	772
3. Gold	—	0,460 Pfd.	206	1	—	—	—
4. Silber	—	46032,076 „	1,355,807	12	6	870	1,946
5. Bleiische Produkte. a. Kaufblei	—	453,752	2,880,568	15	11	999	2,148
b. Gewalztes Blei	—	6,619	46,824	4	3	85	211
c. Kaufglätte	—	34,427	194,611	8	—	—	—
6. Kupfer. a. Gaarkupfer	—	53,632	1,688,027	12	8	272	655
b. Grobe Kupferwaaren	—	40,676	1,728,520	26	23	227	420
7. Messing	—	37,693	1,409,310	61	43	574	1,374
8. Nickel, Nickelspeise u. -fabrikate	—	7,513	584,139	5	3	80	244
9. Arsenikfabrikate	—	5,227	29,104	3	3	69	128
10. Antimon	—	1,200	16,000	1	1	4	4
11. Alaun	—	51,760	165,351	8	8	304	754
12. Vitriol. a. Kupfervitriol	—	2,455	26,523	4	1	5	—
b. Eisenvitriol	—	47,844	55,376	11	4	338	889
c. Gemischter Vitriol	—	2,830	7,680	4	—	—	—
d. Zinkvitriol	—	400	1,200	1	—	—	—
e. Nickelvitriol	—	25	308	1	—	—	—
13. Schwefel	—	6,200	19,800	2	—	4	11
14. Cadmium	—	247 Pfd.	412	1	—	—	—
Summa	—	27,379,018 Ctr. 46279,536 Pfd.	83,537,953		1195	72,266	147,177

Die Mansfelder Hüttenprozesse in ihrer Abweichung von den Ober- und Unterharzer Kupfer- und Silbergewinnungsarbeiten.

Vom

Ingenieur Albrecht von Groddeck,

Docenten der Bergbaukunde an der Königl. Bergakademie zu Clausthal.

(Fortsetzung von S. 114.)

Das Einsetzen. Auf eine neugelegte Herdsohle werden zur ersten Charge nur ca. 80 Ctr. Schwarzkupfer aufgesetzt, durch eine eiserne flache Schaufel mit langem Stiel grössere platte Stücke Schwarzkupfer in den Ofen geschoben und, um den neuen Herd zu schonen, vorsichtig über ihm ausgebreitet. Die kleineren Stücke werden so darüber geworfen, dass sie möglichst vollständig von der Flamme umspielt sind. Bei der zweiten Charge steigt man mit dem Satz um einige Centner und sofort, bis nach einigen Tagen der Normalatz von ca. 100 Ctrn. erreicht ist. Sobald der Herd einige Chargen durchgemacht, ist beim Einsetzen im Allgemeinen nicht mehr so viel Vorsicht nöthig, nur müssen die jedesmal ausgebesserten Stellen des Herdrandes geschont werden. Man stellt die Schwarzkupferstücke so, dass erstere nicht direkt von der Flamme getroffen werden können. Nach dem Einsetzen, das ca. 1 Stunde Zeit in Anspruch nimmt, wird stark geheizt, alle Oeffnungen des Herdes werden geschlossen und die Ritzen mit Lehm verschmiert.

Das Einschmelzen. Während des Einschmelzens und auch später während des ganzen Verlaufes der Arbeit wird in Intervallen von $2\frac{1}{2}$ bis 3 Stunden geschürt. Früher schmolz man bei ganz geschlossenen Oxydationsöffnungen ein (S. über Kupferraffiniren v. Hütteningenieur C. Stetefeldt in d. Bl. 1863, S. 185.) Jetzt wird der Gaarprozess schon in dieser Periode durch Oxydation eingeleitet.

Sobald das Kupfer im Tropfen abzuschmelzen beginnt, werden beide Oxydationsöffnungen aufgemacht, wodurch an der Oberfläche des Kupfers eine sehr basenreiche Schlacke entsteht. Diese enthält viel Cu_2O , welches sich sofort in dem geschmolzenen Kupfer auflöst und hier sogleich auf die das Kupfer verunreinigenden Bestandtheile oxydirend einwirkt.

Man bemerkt über den halb niedergeschmolzenen Massen, wenn man sie durch die Oxydationsöffnungen betrachtet, eine sprudelnde Bewegung, welche von den Reaktionen Zeugniss ablegt, die in der geschmolzenen Masse stattfinden. — Zwar wird die Temperatur durch die einströmende Luft erniedrigt und dadurch das Schmelzen verlangsamt, doch kann das, bis zu einer gewissen Grenze, nur erwünscht sein. Bei zu langsamem Einschmelzen bildet sich um die halbgeschmolzenen Stücke eine sehr schwerschmelzbare, dicke Oxydkruste, welche die flüchtigen Oxyde (ZnO etc.) nicht durchlässt und Kupfer mechanisch einschliesst. Ist das Kupfer so weit niedergeschmolzen, dass sich zwischen den einzelnen Stücken keine hohlen Räume mehr finden, so schliesst man die Oxydationsöffnungen, um nach dem vollständigen Einschmelzen die zähe Schlacke bei möglichst hoher Temperatur abziehen zu können. Bei normalem Gange und bei Verarbeitung

von Schwarzkupfer dauert das Einschmelzen $6\frac{1}{2}$ Stdn. Hat man jedoch unreines Material, z. B. Krätzkupfer zu verarbeiten, so dauert das Einschmelzen ungefähr 1 Stunde länger.

Um die Schlacke leicht und rein abziehen zu können, wirft man etwas Holzkohlengestübbe darauf. Die zuerst abgezogene Schlacke ist sehr zähflüssig, hat einen muschligen Bruch und mattröthliche Farbe (Gaarkrätze l.b.) Die aus der Arbeitsöffnung fliessenden Schlackenmassen lassen sich nach dem Erkalten sehr schwer zerkleinern, weshalb man den Kunstgriff anwendet, während des Herausziehens von Zeit zu Zeit Kohlengestübbe über die bereits herausgezogenen Schlacken zu werfen. Dadurch werden einzelne leicht trennbare Partien gebildet, die sich leicht und schnell fortschaffen lassen.

Das Verblasen. Wenn der Ofen genügende Hitze hat, werden nach dem ersten Schlackenziehen die Oxydationsöffnungen sogleich geöffnet, auch wohl die Thüren 3—4 Zoll hoch gehoben. Bei mangelnder Hitze lässt man alle Oeffnungen noch einige Zeit geschlossen, wie man ja überhaupt durch Oeffnen und Schliessen der Thüren und Oxydationsöffnungen die Temperatur im Ofen regulirt. Das Metallbad beginnt bei eintretender Oxydation von entweichendem ZnO etc. stark zu dampfen und zwar um so stärker, je unreiner das Kupfer und je kürzer das Einschmelzen gewesen. Bildet sich eine Schlackenhaut über dem Metall, so wird dieselbe, um das Entweichen der Dämpfe zu befördern, durch Rühren mit einer Birkenstange beständig zertheilt. Bei guter Hitze bemerkt man schon jetzt eine deutliche treibende Bewegung auf der Oberfläche des Kupfers und vernimmt jenes eigenthümliche Geräusch, welches passend als Braten bezeichnet wird, zwar anfangs nur schwach, aber doch deutlich hörbar. Bei zu schwacher Hitze wird die Schlacke sehr zähflüssig und verhindert das Entweichen der Dämpfe.

Es müssen deshalb alle Oeffnungen noch einmal geschlossen und, wenn die Hitze sich gesteigert hat, die Schlacke abgezogen werden.

Letztere zeigt noch immer eine sehr zähflüssige Beschaffenheit und dampft, sobald sie aus dem Ofen gezogen wird. Werden nun die Oxydationsöffnungen aufgemacht, so steigen starke Dämpfe von dem Bade auf und man bemerkt auch wohl, wie der durch jene Oeffnungen einströmende Luftstrom die Oberfläche des Metalls wellenförmig bewegt und dicke weisse Dampfwolken vor sich hertreibt.

Unterdessen hat sich die früher bemerkte treibende Bewegung, verbunden mit jenem eigenthümlichen Geräusch, immer mehr gesteigert und nach einiger Zeit bemerkt man, wie von der Oberfläche des Bades feine Metallkügelchen in die Höhe geschleudert werden und regenartig zurückfallen.

Das Braten. Diese Erscheinung, welche den Beginn jener Periode, welche das Braten genannt wird, einleitet, dauert 1 bis 2 Stunden lang. — Sie rührt bekanntlich von der Entwicklung von SO_2 auf die bekannte Weise her. Verfasser hatte selbst Gelegenheit, den Geruch nach SO_2 täglich wahrzunehmen, als bei einer Charge während der besagten Erscheinung Schlacke gezogen wurde. Interessant war damals auch der Umstand, dass, nachdem der Regen einmal bereits

ganz aufgehört hatte, derselbe wieder eintrat, als das Bad mit einer Kratze tüchtig durchgerührt wurde. (Vid. Stetefeldt l. c. S. 186.) Je mehr der Regen abnimmt, desto heftiger wird die Bewegung des Metallbades. Es entwickeln sich an unzähligen Stellen grosse Blasen, die da, wo die Schlackendecke zu dick ist, nicht zum Platzen kommen. Die entstehende Schlacke ist sehr reich an Cu_2O , greift den Herd stark an und muss durch hohe Temperatur recht flüssig erhalten werden, damit sie die arbeitende Bewegung des Kupfers nicht hindert und mit Leichtigkeit abgezogen werden kann.

Diese Schlacke lässt sich durch Holzkohलगestübe nicht gut vereinigen, während Cokesgestübe die gewünschte Wirkung herbeiführt. Beim Schlackenziehen läuft sie leicht und schnell über die Thüschwelle und fliesst noch einige Zeit auf der Hüttensohle fort, wobei sie von dem Cokesgestübe blasig aufgetrieben wird. Ihr Bruch zeigt eine dunkelrothe Farbe. Mit der Zeit nimmt die wallende Bewegung ab und wird bisweilen nur, — als Uebergang zum Polen, — durch Aufwerfen kurzer Birkenknüppel künstlich ersetzt.

In der letzten Zeit dieser Periode werden mit einem flachen Löffel Proben geschöpft. Anfangs bratet die Probe noch im Löffel, die erkaltete Oberfläche bricht auf und auf der Unterseite des Löffels bildet sich ein dunkelfarbiger löchriger Ueberzug. Später wird der Ueberzug gleichmässiger und glatter, die Farbe heller, bis er endlich ganz frei von Löchern und von purpurrother Farbe ist. Dann ist die Periode des Bratens vorüber, die Gaare setzt an und es muss dem Kupfer zur fernerer Oxydation und dadurch bedingten Entfernung der beigemengten schädlichen Bestandtheile eine energische künstliche Bewegung gegeben werden, um jedes Theilchen der Einwirkung des atmosphärischen Sauerstoffes auszusetzen.

Dichtpolen. Das Dichtpolen bezweckt die Entfernung des Schwefels als SO_2 und die Oxydation der übrigen schädlichen Bestandtheile.

Ein Birkenstamm von 18—20 Fuss Länge wird mit seinem untern 4—5 Zoll starken Ende durch die Auskellöffnung in das Metallbad gesteckt und an seinem anderen Ende durch eine untergeschobene hölzerne Gabel hoch gehalten. Es tritt eine heftig sprudelnde Bewegung ein, während welcher die gebildete Schlacke unter Aufwerfen von Cokesgestübe beständig abgezogen wird. Die aus dem Holze sich entwickelnden Gase schleudern das Kupfer hoch in die Höhe und setzen es einer energisch oxydirenden Wirkung aus. Diese wird aber zugleich durch die aus dem Holze sich entwickelnden Kohlenwasserstoffgase gemindert. Selbstverständlich muss jedoch die oxydirende Wirkung stets die Oberhand behalten. Sobald man daher an den Proben, die jetzt in kurzen Zwischenräumen immer wieder genommen werden, merkt, dass das Kupfer zu wenig Oxydul enthält, so hört man mit dem Polen auf, hebt die Thüren und zertheilt durch Rühren mit einer Birkenstange die gebildete Schlacke, um eine rein oxydirende Wirkung zu erzeugen. Während der ganzen Zeit des Dichtpolens werden in kurzen Zwischenräumen Proben genommen, um darnach die Arbeit einzurichten. Die Proben, in einem flachen runden schmiedeeisernen Löffel von $2\frac{1}{2}$ Zoll Durchmesser ge-

schöpft und sofort durch Einstecken in kaltes Wasser abgekühlt, werden jedesmal mit der Loupe auf die Beschaffenheit ihres Bruches untersucht.

Man spannt die Probe so in den Schraubstock, dass sie zur Hälfte aus ihm hervorragt, haut mit dem Meissel den Bruch vor und schlägt die Probe mit dem Hammer entzwei.

Die Veränderungen der Proben während des Dichtpolens zeigen, der Einwirkung des Polens gemäss, einen gesetzmässigen Fortgang. Zur Beurtheilung derselben dienen folgende Kennzeichen:

a) Ein an fremden Metallen reiches und an Kupferoxydul armes Kupfer zeigt auf dem Bruch ein radial stängliches Gefüge, hervorgebracht durch schmale, längliche, unter verschiedenen Winkeln zusammenstossende, glatte Flächen, ein matt röthliches Ansehen und manchmal einen Stich ins Gelbliche. Ausserdem zeigen sich mehr oder weniger grosse, unregelmässige, inwendig glatte und hellglänzende Bläschen; ferner auch Ausscheidungen grösserer krystallinischer Körner von ausgezeichnet gestricktem Gefüge und bläulicher, gelblicher oder weisslicher Farbe.

b) Ein an fremden Metallen und am Kupferoxydul reiches Kupfer zeigt auf dem Bruch grosskörniges, krystallinisches, würfliges Gefüge, braunrothe Farbe und unregelmässige bläuliche Flecken.

c) Ein an fremden Metallen armes und an Kupferoxydul reiches Kupfer (Dichtprobe) zeigt ein sehr feinkörniges krystallinisches Gefüge und viele über den ganzen Bruch ganz gleichmässig vertheilte sehr kleine Bläschen, welche in sich rechtwinklig schneidenden Reihen angeordnet sind. Dabei hat es eine hell ziegelrothe Farbe und schönen Seidenglanz.

Sobald die sub a) angegebenen Erscheinungen andauernd eintreten, entfernt man die Polstange aus dem Ofen und oxydirt wie oben angegeben. Der dabei sich vermehrende Kupferoxydulgehalt zeigt sich mit den sub b) angegebenen Kennzeichen zuerst an dem oberen Theil der Probe (Grenze nach Stetefeldt). In der ersten Zeit oxydirt man so lange, bis die ganze Probe die sub b) angegebenen Erscheinungen zeigt. Später aber, wenn zum zweiten oder dritten Male oxydirt werden muss und man überzeugt sein kann, dass der grösste Theil der verunreinigten Metalle sich schon verschlackt hat, wird die Oxydation nicht so weit getrieben.

Beim Polen verschwindet der Kupferoxydulgehalt mit den sub b) angegebenen Kennzeichen von unten nach oben zu und dafür treten dann, wenn das Kupfer reiner geworden, die sub c) angegebenen Kennzeichen ein, zuerst an einzelnen Stellen und verbreiten sich dann gleichmässig über die ganze Bruchfläche. Ebenso wie man anfangs nicht zu ängstlich und rasch mit Polen und Oxydiren wechseln, sondern die Erscheinungen erst längere Zeit beobachten muss, ehe man die Arbeit ändert, so darf man sich auch nicht durch eine gute Probe mit den sub c) angegebenen Eigenschaften täuschen lassen, denn oft zeigt die gleich darauf gewonnene Probe schlechte Beschaffenheit. Erst wenn mehrere hinter einander genommene Proben gute Eigenschaften zeigen, darf man mit Zählpolen beginnen.

Das Zählpolen. Die ziegelrothe Farbe der Probe, so wie die Leichtigkeit, mit welcher der Bruch herzu-

stellen, deutet noch auf einen bedeutenden Kupferoxydulgehalt. Diesen zu entfernen, ist der Zweck des Zählpolens.

Die Reduktion wird durch 2 bis 3 Tonnen weicher Holzkohlen bewirkt, welche man durch die Arbeitsöffnung auf das Metallbad wirft. Nachdem man den Ofen $\frac{1}{2}$ bis $\frac{3}{4}$ Stunden unter Verschluss aller Oeffnungen stehen gelassen (Heissgehen), um die zum Auskellen nöthige Temperatur zu erzielen, beginnt man von Neuem zu polen, wobei nur die Arbeitsthür geöffnet wird. Durch das Polen werden die Kohlen mit dem Kupfer in vielfache Berührung gebracht und dadurch das Kupferoxydul reducirt. — Sobald dieses vollständig erreicht ist, beginnt das Kupfer, nach der älteren Ansicht, Kohlenstoff aufzunehmen (diese Blätter 1856, S. 330, 337, 338; 1863, S. 219), was bekanntlich höchst nachtheilig ist und deshalb müssen von Minute zu Minute Proben genommen werden, um das Ende der Reduktion genau zu treffen. Die Proben werden so dünn wie möglich in einen kleinen schmiedeeisernen Löffel von $1\frac{1}{4}$ Zoll Durchmesser geschöpft, im Wasser rasch abgekühlt und im Schraubstock auf ihre Zähigkeit und Beschaffenheit des Bruches geprüft.

Das noch Kupferoxydul enthaltende Kupfer bricht leichter und geradliniger als das hammergaare Kupfer. Farbe und Glanz nähern sich mehr oder weniger der Dichtprobe. Der Bruch des hammergaaren Kupfers ist zackig, vielfach unterbrochen und stellt sich bei Anwendung von Gewalt nur an den dickern Stellen der Probe ein, während die dünneren Stellen schon so biegsam sind, dass sie gar nicht reissen. Der Bruch zeigt ein feingestricktes Gefüge, eine helle, dem Rosenroth nahstehende Farbe und intensiven Atlasglanz.

Sobald die Probe solche Eigenschaften zeigt, muss schnell zum Auskellen geschritten werden. Ist dieser Moment verfehlt, so nimmt das Kupfer Eigenschaften an, die man früher allgemein einer Kohlenstoffaufnahme zuschrieb. Es zeigen sich feine vertieft liegende, graue bis gelbliche hellglänzende Streifen. Durch eine Oxydation wird diesem Uebelstande abgeholfen. Man entfernt die Kohlen von der Oberfläche des Metalls und polt so lange, bis die Probe die gewünschte Beschaffenheit wieder erlangt hat.

Das Auskellen. Man schöpft das Kupfer mit schmiedeeisernen Kellen von 24 bis 25 Pfd. Inhalt durch die Arbeitsöffnung aus dem Ofen. Die Kellen werden mit Thon bestrichen, getrocknet und über einem Holzkohlenfeuer stark erwärmt. Die Formen, in welche das Kupfer gegossen wird, bestehen aus Gusseisen. Da jedoch Kupfer über Gusseisen gegossen immer etwas blasig wird, so müssen für solche Stücke, die zum Auswalzen kommen, die Formen so eingerichtet sein, dass die Berührung mit dem Gusseisen möglichst aufgehoben wird. Die Erfahrung, dass Kupfer über Kupfer gegossen, das sich beim Erkalten mit einer Oxydhaut überzogen hat, nicht blasig wird, hat zu der Einrichtung geführt, in einer Form mehrere Platten übereinander zu giessen.

Die auf der Saigerhütte zum Giessen von Platten gebräuchlichen Formen (Töpfe) von verschiedenen Dimensionen, je nach der Grösse der gewünschten Platten, haben einen beweglichen, gut abgehobelten Boden. Auf diesen wird die abgestumpft-pyramidal gestaltete Form gesetzt, deren unterer Rand auch gut abgehobelt ist, damit er sich an den Boden genau anschliesst. Diese Töpfe werden ein Paar Stunden vor ihrem Gebrauch durch ein Kohlenfeuer gut abgewärmt und dann mit einem dünnen Brei von Knochenasche und feinem Thon sauber überpinselt. Später erhalten sich die Formen von einem Guss zum andern (24 Stunden) so warm, dass ein besonderes Abwärmen nicht mehr nothwendig ist. Stücke, die nicht zum Auswalzen, sondern zum neuen Einschmelzen kommen, giesst man direkt in die eisernen Formen, so die Würfel, welche zur Messingfabrikation kommen.

Das Giessen muss so schnell wie möglich geschehen, damit das Kupfer dabei keinen Sauerstoff aufnimmt. Während desselben werden beständig Proben genommen und auf ihre Güte, wie oben untersucht, um, wenn das Kupfer Sauerstoff aufgenommen hat, das Giessen sofort unterbrechen zu können. Das Kupfer muss beim Giessen eine hell meergrüne Farbe und ein schnelles Spiel auf seiner Oberfläche zeigen.

(Fortsetzung folgt.)

Notizen.

Fleitmann, Verunreinigungen im Kupfer. — Abweichend von den Ansichten Reischauer's (d. Bl. 1864, S. 384) enthält nach Fleitmann das Kupfer einen Theil der Verunreinigungen, namentlich Eisen, Nickel und Blei, in Form von Oxyden, neben etwas Kupferoxydul und alkalischen Erden verbunden mit Kieselsäure, Arsensäure, Antimonsäure und Zinnoxid. Diese Verbindungen sind im geschmolzenen Kupfer gelöst, trennen sich von demselben beim Erkalten und bleiben beim Behandeln des Kupfers mit Salpetersäure als schwerlösliche, wenn auch sehr basische silikatähnliche Verbindungen, resp. als krystallinische Schlacken zurück. — Ein anderer Theil der Verunreinigungen, namentlich Antimon, Arsen, Zinn und Blei, sowie auch ein Theil Nickel und Eisen sind metallisch im Kupfer enthalten und bleiben beim Behandeln mit Salpetersäure entweder, wie Antimon und Zinn, als Oxyde zurück oder wie Blei bei einem Schwefelgehalt als schwefelsaures Bleioxyd oder als

Schwefelmetalle neben freiem Schwefel und gewöhnlich etwas Arsen, wie Schwefelkupfer. Die übrigen Verunreinigungen lösen sich in der verdünnten Salpetersäure auf. (Dingl. J., Bd. 175, S. 33.)

Mahovos. Der Mahovos, — eine von dem russ. Ingenieurcapitän C. v. Schuberszky erfundene Vorrichtung, um die Betriebskosten der Eisenbahnen bei grösseren Steigungen zu vermindern, indem mittelst dessen die beim Bergabfahren im reichlichen Maasse entwickelte lebendige Kraft aufgesammelt wird, um sie beim Bergauffahren zu benutzen, — besteht in der Hauptsache aus zwei schweren und mit grosser Geschwindigkeit umlaufenden gussstählernen Schwungrädern, welche auf Frictionswellen gelagert sind, die ihrerseits ihre Bewegung vermittelst kleinerer Rollen ebenfalls durch Reibung von den Triebädern erhalten.

Für Kohlenbahnen, deren durchschnittliches Gefälle nicht über 1 : 100 beträgt, schlägt der Erfinder den Betrieb durch Mahovos ohne Locomotive vor. Beim Herunterfahren des beladenen Zuges sammelt der Mahovos die von der Schwerkraft erzeugte Arbeit in sich auf. Ist der Zug unten angekommen, so wird das Schwungrad in die Höhe gehoben und der Mahovos auf einer Drehscheibe umgedreht. Da nun der leere Zug viel weniger Kraft erfordert, als der Zug von beladenen Wagen, so wird der Mahovos im Stande sein mit der beim Bergabfahren angesammelten Arbeit den Zug herauf zu schleppen.

Ausführlichere Mittheilungen enthält die Schrift: „Der Mahovos als Mittel zur Verminderung der Bau- und Betriebskosten der Eisenbahnen, von Karl von Schuberszky, Wien, K. Gerold's Sohn, 1864.“ (Polytechn. Centrbl. 1865, 1. Liefgr.)

Horizontale Seilförderung. — Diese, sich in Zweck und Ausführung wesentlich von den in diesen Blättern (1864, S. 229) bereits erwähnten derartigen maschinellen Anlagen auf der Steinkohlengrube von der Heydt bei Saarbrücken und Glücksburg bei Ibbenbüren unterscheidend, hat anderweitig beim preussischen Steinkohlenbergbau Eingang gefunden.

Auf der Zeche Louise Tiefbau bei Barop wird auf einer, den Schacht Clausthal mit der bergisch-märkischen Eisenbahn verbindenden Bahn der Kohlentransport seit $\frac{1}{4}$ Jahren durch Maschinenkraft bewirkt. Seit Jahren wurde derselbe durch Schlepper beschafft.

Eine Vergleichung des Effekts und der Kosten beider Transportarten stellt sich entschieden zu Gunsten der Maschinenförderung heraus und fordert zu mehrseitiger Anwendung der wohlfeilern Dampfkraft auf.

Die bezeichnete Tagesbahn, früher Doppelbahn, ist 160 Ltr. lang bei 2 Grad oder $\frac{1}{28}$ Steigung. Die beladenen Achtscheffelnwagen sind bergabwärts und zwar grösstentheils über die ganze Länge der Bahn zu transportiren. Es ist an drei Zwischenstationen anzuhalten und für bestimmte Fälle wünschenswerth, die beladenen Wagen aufwärts transportiren zu können.

Wegen der Zwischenstationen war eine gewöhnliche Bremsvorrichtung nicht anzuwenden, auch die Anbringung eines Gegengewichts war nicht praktikabel, weil zur Erzeugung des nöthigen Uebergewichts alsdann 20—24 Wagen hätten aneinander gekuppelt werden müssen; auch hätte, weil die Zwischenstationen zu beiden Seiten der Bahn liegen, das Gegengewicht unterlaufen müssen. So entschied man sich für eine eingleisige Bahn, bei welcher eine Dampfmaschine die leeren Wagen ohne Gegenseil und Gegengewicht aufzuziehen hat.

Die Ausführung nun ist der Art, dass 4 Förderwagen auf einem Gestellwagen von 3 Fuss Spurweite ruhen. Als Bremse dient ein nach Art der alten Bremschuhe bei Landfuhrwerk construirter Schuh, welcher beim Nachlassen des Seils unter eins der 4 Räderpaare des Gestellwagens fällt, also nicht plötzlich hemmt. Das $\frac{1}{2}$ zöllige Seil von 350 Pfd. Schwere läuft auf ca. 60 Fuss von einander entfernt liegenden Walzen.

Das complete Gestell wiegt 1750 Pfd., dazu das Gewicht von 4 leeren Wagen mit 2000 Pfd., ergibt die von der Maschine zu bewältigende Last von 3750—3800 Pfd.

Bei $\frac{1}{28}$ Neigung und $\frac{1}{100}$ für Reibungshindernisse ist die Zugkraft der Maschine = 174 Pfd. und incl. der zur Beschleunigung erforderlichen Kraft zu 200 Pfd., oder bei in der Regel 90 Sekunden Förderzeit, zu $\frac{4}{3}$ Pferdekraft zu veranschlagen.

Die zugehörige Maschine, eine direktwirkende oscillirende Zwillingmaschine von 17 Zoll Hub und $8\frac{1}{4}$ Zoll Durchmesser ist übrigens weit kräftiger und im Stande drei volle Wagen aufzuziehen.

Die bisher grösste Arbeit der Maschine war: 245 Wagen in 8 stündiger Schicht oder in 62 Zügen auf- und abwärts zu befördern. (Beim Ablassen wird kein Dampf verbraucht.) Abzüglich der gewöhnlichen Zeit für Hin- und Herfahrt von 90 + 90 Sec. bleiben alsdann für den Wagenwechsel 4 Min. 44 Sec. disponibel, eine Zeit, welche bis auf 1 Minute reducirt werden kann.

Der ökonomische Effekt der Anlage, berechnet pro Schicht und für nur 1 Schicht pro Tag, von durchschnittlich 1900 Scheffeln, ist folgender:

Für die Schlepper, welche bis zu 25 Wagen befördern konnten, stand das frühere Gedinge auf $6\frac{1}{2}$ Sgr. pro 100 Scheffel, dasselbe würde jetzt auf mindestens 8 Sgr., also pro 1900 Scheffel auf 152 Sgr. stehen.

Hiergegen kostet die Maschinenförderung:

1 Maschinenwärter	20 Sgr.
1 Zu- und 1 Abschepper	28 „
Maschinenzinsen und Amortisation zu 10 Proc.	8 „
Seilverschleiss höchstens	2 „
Kohlen	4 „

Summa 62 Sgr.

Somit stellt sich pro Schicht eine Differenz von 3 Thlrn. heraus.

Hervorzuheben dürfte dabei noch sein, dass der Oelverbrauch bei dem Gestellwagen ein möglichst geringer ist, dass die Regelmässigkeit der Kohlenabfuhr den Fördereffekt des Schachts um 20—30 Wagen pro Schicht gehoben hat, dass fast gar keine Kohlen auf den Transport verloren gehen, und dass die Witterung ungleich weniger störend einwirkt, als früher.

Soeben ist in meinem Verlage erschienen und durch alle Buchhandlungen zu beziehen:

Die Aufbereitung.

Von

M. F. Gätzschnmann,

Bergath und Professor der Bergbaukunst an der Bergakademie zu Freiberg.

Vierte Lieferung.

Mit 10 lithogr. Tafeln und in den Text eingedruckten Holzschnitten.

gr. 8. Brosch. 2 Thlr. 5 Ngr.

(A. u. d. Titel: **Vollständige Anleitung zur Bergbaukunst. 12. Theil.**)

Für solche Käufer, welche ein Werk nicht gern in einzelnen Lieferungen beziehen, ist gleichzeitig ausgegeben worden:

Gätzschnmann, M. F., Die Aufbereitung. 1. Band.

Mit Atlas. gr. 8. Preis: 6 Thlr.

Ein zweiter Band beschliesst das Werk, und wird derselbe, ebenfalls in Lieferungen ausgegeben, bis Ende des nächsten Jahres vollständig erschienen sein.

Hieran kann ich auch die Mittheilung schliessen, dass eine neue Auflage im Laufe dieses Sommers erscheinen wird von dem seit einiger Zeit im Buchhandel fehlenden Werke:

Die Auf- und Untersuchung

von

Lagerstätten nutzbarer Mineralien.

Von

M. F. Gätzschnmann.

Mit vielen in den Text eingedruckten Holzschnitten.

(A. u. d. T.: **Vollständige Anleitung zur Bergbaukunst. 1. Theil.**)

Leipzig, März 1865.

Arthur Felix.

BERG- UND HÜTTENMÄNNISCHE ZEITUNG.

Redaction:

BRUNO KERL, und **FRIEDRICH WIMMER,**
 Professor der Metallurgie Berggeschwornen
 zu Clausthal.

Jährlich 52 Nummern mit vielen Beilagen, Tafeln und eingedruckten Holzschnitten. Abonnements-Preis vierteljährlich 1 Thlr. 15 Ngr. Zu beziehen durch alle Buchhandlungen und Postanstalten des In- und Auslandes. Original-Beiträge sind an Einen der Redacteurs franco einzusenden und werden halbjährig — auf Verlangen auch sofort nach Abdruck — entsprechend honorirt.

Inhalt: Die Steinkohlengrube Maria zu Höngen bei Aachen. Von Fr. Honigmann. (Fortsetzung.) — Die Mansfelder Hüttenprozesse in ihrer Abweichung von den Ober- und Unterharzer Kupfer- und Silbergewinnungsarbeiten. Von Albrecht von Groddeck. (Fortsetzung.) — Ueber Puddelstahlfabrikation. Von Kalle. — Notizen. — Anzeigen.

Die Steinkohlengrube Maria zu Höngen bei Aachen.

Von Fr. Honigmann.

(Mit Fig. 9—14 auf Taf. V.)

(Fortsetzung von S. 136.)

4. Die Bremsberge. Die Bremsberge werden von der Sohlenstrecke bis zur 3. Abbaustrecke aufgeführt. Der im Flötz Nr. 10 stehende Bremschacht hat die in Fig. 9 angegebenen Dimensionen und steht vollkommen saiger. Die Geviere bestehen aus geschnittenem Buchenholz und werden, wie beim Schachte, von 6 Bolzen getragen.

5. Pfeilerabbau. Die Gewinnung der Pfeiler im Flötz Nr. 10 geschieht in folgender Weise:

Man lässt in der Firste des Pfeilers 1 Lachter zur Aufrechthaltung der oberen Strecke und zum Schutze des Arbeiters vor dem Hereinbrechen des alten Mannes stehen und geht darunter mit einer kleinen Strecke von $\frac{3}{4}$ Ltr. Höhe, das Kerb genannt, vor. Nachdem dies 1 Ltr. vorgerückt, wird mit der Hereingewinnung des unteren Theiles des Pfeilers bis zur Strecke begonnen und hat dann der Pfeiler die in Fig. 10 verzeichnete Form.

Es ist jeder Pfeiler mit 2 Mann belegt; der Häuer im Kerb wirft seine gefallenen Kohlen hinter sich auf eine Bühne, um den unter ihm stehenden Häuer nicht zu belästigen. Dieser beginnt seine Arbeit mit der Sohle des Kerbes und lässt die Kohle direct in einen untergehängten Kasten von $1\frac{1}{2}$ Ltr. Länge fallen, welche auf 3 Paar Thürstöcken mit den entsprechenden Kappen ruht und beim Fortschreiten des Pfeilers stets weiter gegangen wird.

Die Art und Weise der Zimmerung erhellt aus der angezogenen Figur. Die wenigen Berge, welche durch Ablösen von Schalen im Hangenden entstehen, werden über den Strecken verpackt und um einen Durchbruch derselben zu verhindern, wird, besonders über der Grundstrecke, in $\frac{1}{2}$ Lachter Höhe eine zweite Zimmerung, aus einfachen Kappen bestehend, angebracht.

Fig. 11 stellt einen Theil des im Flötz Nr. 9 stehenden Firstenbaues dar. Das Flötz besteht aus 2 Kohlenbänken von 37 Zoll Mächtigkeit, welche in der Mitte ein 11 Zoll mächtiges Bergmittel enthalten. Es muss vorher bemerkt werden, dass dieser Bau nur nach Osten vom Querschlage an in der im Folgenden näher bezeichneten Weise geführt wird, während man gegen Westen, da das Gebirge gestört, nur Strecken treibt.

Die Grundstrecke *a* geht mehrere Lachter voraus und ihr folgt in 2 Lachter Entfernung ein Stoss, welcher zur Verpackung der Berge aus der Grundstrecke dient, aber auch die Bestimmung hat, die Wetter, welche in der Grundstrecke vor Ort gehen, zu den Stößen hinaufzuführen. Zur Förderung der Kohlen, die bei der Gewinnung des Pfeilers fallen, ist von 3 zu 3 Lachtern eine Oeffnung im Stoss gelassen. Der 3 Ltr. mächtige Pfeiler erhält eine Neigung von ungefähr 45°, damit die Kohlen langsam auf demselben herrunterrutschen können. Das oberste Lachter an der Firste wird gut gezimmert, da dasselbe, wie Figur 11 zeigt, zur Förderstrecke für die nächst obere Abtheilung dient.

Da die bei der Gewinnung fallenden Berge kaum die Hälfte des zu verpackenden Raumes füllen, so werden für die oberen Abtheilungen oder Stösse die nöthigen Berge aus dem alten Mann genommen, während für die unteren Stösse die gegen Westen getriebenen Strecken das notwendige Material zum Versetzen liefern.

Jede Abtheilung ist mit 2 Mann belegt; ausserdem zwei Häuer für die Grundstrecke mit ihrem 1 Ltr. hohen Stosse.

Man sieht leicht ein, dass diese Art des Baues nur dann mit Erfolg zu führen ist, wenn das Material zur vollständigen Verpackung vorhanden ist.

Einzelne Notizen über den Grubenbetrieb. Auffahrngriss. Als bemerkenswerthe Notizen über den Grubenbetrieb mögen noch folgende dienen:

Die Aufsicht über den ganzen Betrieb der Bauabtheilung eines jeden Schachtes liegt in den Händen eines Steigers. Es hat derselbe nach vollendeter Schicht das in seinem Bereiche vor jedem Ort gefallene Maass bei dem Fahrsteiger anzugeben, welcher dasselbe auf den sogenannten Auffahrngriss, der im Maassstabe von 1:160 in Quadratlachter und Zehntel eingetheilt ist, aufträgt und zugleich das Datum und die Belegschaft dabei angibt. Die jedesmalige halbmonat-

liche Auffahrung — (diese Zeit hängt mit der Auslohnung, die jeden halben Monat erfolgt, zusammen) — wird der Uebersicht wegen mit einer besondern Farbe angelegt.

Bestimmung der Bergeprocente in den Kohlen. Um ein möglichst gutes Reinhalten der Kohlen von Bergen zu erzielen, ist auf jedem Schachte eine kleine Handwäsche eingerichtet, und es wird von jedem geförderten Wagen, dessen Ladungsort eine beigegebene Nummer genau bezeichnet, eine Probe zum Waschen genommen. Die beim Waschen in einem Kästchen von bekannten Inhalte zurückgebliebenen Berge werden in einen Kasten geschüttet, der dieselbe Nummer trägt und werden dann nach beendeter Förderung täglich aus der Menge der Berge in Vergleichung mit dem gewaschenen Kohlenquantum die Bergeprocente bestimmt. Ist die erlaubte Procentzahl von Bergen überschritten, welche z. B. für den Firstenbau in No. 9. 3 Procent beträgt, so müssen sowohl der Steiger als auch die betreffenden Häuer Strafe bezahlen, im andern Falle werden Prämien ertheilt.

IV. Wetterführung.

a. Das Vorkommen der schlagenden Wetter. Die Wetterführung bietet durch das Vorhandensein vieler schlagender Wetter dem Grubenbetriebe sehr grosse Schwierigkeiten dar. Auch richtet sich die Art und Weise des Abbaues fast ganz nach ihrem Auftreten. So ist z. B. der Grund für den geringen Abstand der Abbausohlen von 30 zu 30 Ltr. hauptsächlich in der Wetterführung zu suchen.

Was das Vorkommen der schlagenden Wetter selbst betrifft, so nehmen dieselben in der Teufe stets zu, wie dies gewöhnlich der Fall ist. Bischoff giebt in seinem neuesten Werke über Geologie an, dass der Grund der Zunahme der schlagenden Wetter in der Teufe nur im Vorhandensein grösserer Mengen Wasser zu finden sei. Dies steht aber mit den hier gemachten Erfahrungen im Widerspruch, da, wie schon erwähnt, in der Tiefe fast gar keine Wasser vorhanden sind. Die schlagenden Wetter entwickeln sich langsam und constant aus der Kohle selbst; jedoch kommen dieselben auch in der Gestalt sogenannter Bläser besonders aus gestörtem Gestein in grösserer Masse und unter grösserem Drucke heraus. Man findet, dass diejenigen Theile der Flötze, welche direct mit dem jüngeren Gebirge in Verbindung stehen, fast gar keine schlagenden Wetter enthalten und wasserreicher sind, wozu die Erklärung nahe liegt, während in den geschlossenen Sätteln sowohl in der grössten Teufe als in der trockensten Kohle die schlagenden Wetter am stärksten sind; auch findet man, dass je leichter die Kohle, um so grösser die Entwicklung von schlagenden Wetter ist.

b. Herstellung der Wettercirculation. Die Herstellung der Wettercirculation geschieht durch ein beim Schachte II aufgestelltes Fabry'sches Wetterrad; ausserdem zieht Schacht II aus, während auf den beiden andern Schächten die Wetter bis zur betreffenden Sohle einfallen. Eine detaillirte Beschreibung des Weges, welchen die Wetter bei den verschiedenen Abtheilungen nehmen, mitzutheilen, würde zu weit führen und es sei hier nur angeführt, dass jede Bauabthei-

lung ihre besondern frischen Wetter erhält, welche nach Benutzung auf der 90 Lachtersohle in der Nähe des ausziehenden Wetterschachtes zusammenkommen; dort kann die Quantität der Wetter je nach der Grösse einer jeden Bauabtheilung durch einen in den Wetterthüren angebrachten Schieber regulirt werden. Die Wetter werden, einer gesetzlichen Bestimmung gemäss, womöglich stets von unten nach oben geführt.

c. Einrichtung zur Führung der frischen Wetter. Zur Regulirung des Wetterzuges bedient man sich einfacher Wetterthüren, wobei die Thüren bisweilen mit dichtem Leinen beschlagen sind. Zur Mitführung der frischen Wetter bei Querschlägen dienen hauptsächlich Bretterverschläge, die in der Firste angebracht werden, da Wetterlutton aus Zinkblech, welche man in Strecken und Ueberhauen mitführt, gewöhnlich nicht ausreichen. Das Vertreiben schlagenden Wetter aus Ueberhauen geschieht mittels kleiner Ventilatoren, die in der gewöhnlichen Weise construirt sind. Bei sehr viel schlagenden Wettern ist es jedoch zu der Circulation nöthig, ein Bohrloch von 4–6" Durchmesser herzustellen, da sonst die Gefahr zu gross und die Arbeit des Häuers durch Eintreten von Kopfschmerzen und Uebelkeit sehr beeinträchtigt wird.

Die Sicherheitslampe, welche bei dem Betriebe gebraucht wird, ist die Davy'sche Lampe in ihrer gewöhnlichen Construction. Der Verschluss geschieht mit einer einfachen Schraube, wozu ein besonderer Schlüssel erforderlich ist. Nur der Steiger einer jeden Abtheilung besitzt einen solchen Schlüssel und ist befugt die Lampe zu öffnen. Am Füllort werden, um mehr Licht zu haben, Müsseler'sche Sicherheitslampen mit einem Glascylinder benutzt. Der Preis derselben beläuft sich auf 2 Thlr. 20 Sgr., während die Davy'sche Lampe 1 Thlr. 10 Sgr. kostet. Die gehörige Instandhaltung wird durch besondere dazu bestimmte Betriebspersonen überwacht.

V. Förderung. A. Streckenförderung.

1. Förderbahnen.

a. In der Grundstrecke. Die Förderbahnen in den Grundstrecken und Querschlägen sind verschieden von denen in den Abbaustrecken, und findet man in erstern gewalzte T-Schienen in Form wie Fig 12 zeigt, von denen der laufende Fuss 5 Pfd. wiegt.

Dieselben sind mittels Hahnägeln auf hölzernen Trägern, welche 24" lang und 3" breit und hoch sind, befestigt. Die Spurweite beträgt 20". Es werden die Träger 2" in die Sohle eingelassen und dürfen höchstens 2' von einander liegen.

Die Länge der Schienen ist gewöhnlich 1½ Lachter.

b. In den Abbaustrecken. Auf den Abbaustrecken bedient man sich bei den kurzen Förderwagen der Flachschienen, die aus gewalztem Flacheisen bestehen und auf die hohe Kante gestellt werden. Die Dicke der Flachschienen beträgt 5 Linien und ihre Höhe 2¼ Zoll, ihre gewöhnliche Länge 2 Ltr.

Sie werden ebenfalls auf hölzernen Stegen von denselben Dimensionen befestigt, die jedoch nicht weiter als 1–1½ Fuss von einander liegen dürfen, da schon bei 2 Fuss weiter Entfernung die Schienen der schweren Last des Wagens, besonders wenn derselbe nach

einer Seite umschlüge, leicht nachgeben könnten. Die Befestigung der Schienen geschieht in bekannter Weise durch Einlassen in die Schwellen und Festkeilen an der innern Seite.

Weichen. Bei den Mündungen der Strecken an Querschlägen sind hölzerne Bohlen und über diese schmiedeeiserne Platten gelegt, damit sich die Wagen daselbst nach allen Richtungen hin bewegen können. Zur leichtern Einfahrt in die Bahnen sind die Schienen am Ende abgestumpft und mit kurzen Leitschienen versehen. Zu den Weichen in den Förderstrecken benutzt man nur hölzerne Bühnen, auf welchen die leeren Wagen jedesmal umgeworfen werden. Eine doppelte Bahn ist nur bei den Querschlägen in der Nähe des Schachtes.

Kosten der Bahnen. Die Kosten für das laufende Lachter der Bahn in der Grundstrecke sind, wie folgt:

4 Träger auf 1 Lachter (1 Cubfss. Buchenholz à 12 Sgr.)	—	Thlr. 7 Sgr. 6 Pfg.
Lohn fürs Anfertigen	—	9 „
Schienen (1000 Pfd. à 33 Thlr.)	2	„ 7 „ 2 „
Legen der Bahn	—	„ 1 „ 6 „
Kosten in Summa	2	Thlr. 16 Sgr. 11 Pfg.

Kosten der Bahn in Abbaustrecken pro Lachter:		
5 Träger auf 1 Lachter	—	Thlr. 9 Sgr. 6 Pfg.
10 Keile	—	„ 1 „ — Pfg.
Löhne zum Anfertigen der Träger und Keile	—	Thlr. 1 Sgr. 6 Pfg.
Schienen	1	„ 11 „ — „
Legen der Bahn	—	„ 1 „ 6 „
Summa	1	Thlr. 24 Sgr. 6 Pfg.

Das Quadratlachter Bühne mit Blechplatte kostet:		
3,5 Cbfss. Buchenholz	1	Thlr. 12 Sgr. — Pfg.
Eisenblech 400 Pfd. (1000 Pfd. zu 45 Thlr.)	18	„ — „ — „
Summa	19	Thlr. 12 Sgr. — Pfg.

2. Fördergefässe.

Die zur Förderung angewandten Wagen oder Hunde bestehen aus einem länglich viereckigen Kasten und einem Untergestell mit 4 Rädern.

a. In den Grundstrecken. Die Förderwagen in den Grundstrecken sind, wie die Bahnen, nicht dieselben wie in den Abbaustrecken. Der Förderkasten der erstern besteht aus $1\frac{1}{2}$ Linien starkem Eisenblech, seine Länge ist 4 Fuss 4 Zoll und seine Breite 23 Zoll. Die Eisenbleche sind in den Kanten an Winkeleisen festgenietet, ausserdem ist der obere Rand noch mit einem besondern Reifen versehen, welcher auf der innern Seite angebracht ist. (Siehe Fig. 13.)

Das Untergestell des Wagens besteht aus 2 Längsbalken und 2 Querbalken von 4 Zoll Höhe und $2\frac{1}{2}$ Zoll Stärke. Auf erstern sind die Lager für Axen mittelst Schrauben befestigt. Diese Schrauben bewirken zugleich die Verbindung der Balken mit dem Kasten. Die Entfernung der Axenmitten beträgt 15 Zoll.

Das Axenlager und die 4 Räder bestehen aus Guss-eisen und sind auf den Axen festgekeilt, während die Axen aus Schmiedeeisen hergestellt sind. Dieser För-

derwagen, welcher 9 Scheffel fasst, ist bei dem geringen Raum, den er einnimmt, besonders in den saigerstehenden Flötzen als sehr zweckmässig anzuerkennen.

Sein Gewicht beträgt circa 500 Pfd. Das Schmieren der Wagen geschieht über Tage und zwar wenn der Wagen sich halb umschlagen in der Wippe befindet; es ist dasselbe noch sehr unvollkommen, da von dem Oel, welches von oben zwischen Achse und Lager gegossen wird, nur ein kleiner Theil seinen Zweck erfüllt und der grösste Theil durch den das Lager umhängenden Kohlenstaub aufgenommen wird.

Bei den Gesteinsarbeiten wird ein Wagen gebraucht, dessen Untergestell dasselbe wie bei jenem ist, der Kasten aber aus Weidenholz verfertigt wird. Die Länge dieses Kastens ist 5 Fuss $9\frac{1}{2}$ Zoll, die Höhe und Breite 2 Fuss und wird derselbe durch Eisenbeschlag zusammengehalten. Er hat vorne eine Thür, zum Ausnehmen eingerichtet.

b. In den Abbaustrecken. Fig. 14 zeigt den Förderwagen, welcher in den Abbaustrecken in Anwendung steht. Der Kasten ist ebenfalls von Holz und in gleicher Weise construiert wie der letzterwähnte; sein Untergestell ist jedoch einfacher und die Räder haben eine den Flachschiene entsprechende Form.

Die Axen, welche bis zum Rade vierkantig sind, sind direct durch Schrauben mit dem Kasten verbunden. Der Hauptunterschied in den Untergestellen der beiden Wagen liegt mithin darin, dass bei diesem das Rad sich in der Axe bewegt, während bei jenem die Axe mit dem Rade fest verbunden und in einem Lagerstuhle beweglich ist. Man sieht leicht ein, dass die Reibung dieser Räder auf den Flachschiene, besonders wenn sie etwas lange in Gebrauch sind, eine weit grössere sein muss, als dies bei den T-Schienen mit den andern Rädern sein kann, und es überwiegt das Leistungsvermögen bei einer solchen Bahn, da die Förderung bedeutend ist, die Mehrkosten derselben um Vieles.

Die Förderung mit den eisernen Wagen und auf T-Schienen ist erst seit 2 Jahren eingerichtet und dienteu vorher zur Förderung in den Grundstrecken die erwähnten Wagen für Bergförderung mit entsprechenden Rädern für Flachschiene.

Die Kosten der eisernen Wagen sind:

Wagenkosten, 210 Pfd. schwer	14	Thlr. 8 Sgr. 5 Pf.
2 Axen von 22 Pfd. à 2 Sgr.	1	„ 14 „ — „
4 Räder von 100 Pfd. à 1 „	3	„ 10 „ — „
4 Lager „ 40 „ à 1 „	1	„ 10 „ — „
20 Schrauben à 16 Pfd. à $2\frac{1}{2}$ „	1	„ 10 „ — „
Hölzerne Balken 1 Cbfss. Buchen	—	„ 12 „ — „
Lohn für Unterlegen des Gestelles	—	„ 11 „ 6 „
Summa	22	Thlr. 15 Sgr. 11 Pf.

Wagen für Bergförderung:

Wagenkasten (□ Fuss Weidenbrett à 10 Pf.)	1	Thlr. 4 Sgr. 2 Pf.
Eisenbeschlag (100 Pfd. à 4 Thlr. 15 Sgr.)	8	„ 16 „ 6 „
Lohn für Beschlagen und Herstellung des Kastens	2	„ 25 „ — „
Untergestell	8	„ 7 „ 6 „
Summa	20	Thlr. 23 Sgr. 2 Pf.

Kosten der Wagen in den Abbaustrecken:

Kasten aus Weidenholz . . .	—	Thlr. 22	Sgr. —	Pf.
Eisenbeschlag	4	„	28	„ 6
hölzerne Tragebalken . . .	—	„	9	„ —
4 Räder 100 Pfd. à 3 Thlr. .	2	„	12	„ —
Lohn für Beschlagen	1	„	—	„ —
Schreinerlohn fürs Anfertigen .	—	„	15	„ —
Drechseln der Achsen	—	„	10	„ —
Abdrehen der Räder	—	„	10	„ —
Summa		10 Thlr.	16 Sgr.	6 Pf.

c. Die bewegenden Kräfte. Bei den geringen Entfernungen, welche die Abbauörter von den Schächten haben, erfolgt die Förderung allein durch Menschenkraft und werden dazu junge Leute von 16 bis 20 Jahren genommen. Jeder Schlepper hat das Füllen seines Wagens, sei es vor Ort oder am Rollkasten, selbst zu besorgen.

Was das Leistungsvermögen eines Schleppers betrifft, so geht dasselbe aus folgenden Daten hervor. Ein Schlepper in der Grundstrecke befördert in einer Schicht von 10 Stunden auf 100 Lachter Länge 150 Schefel incl. Laden mit der Schuppe und Umstürzen, und beläuft sich sein durchschnittlicher Lohn auf 16 Sgr.

Die Haspelförderung, die sehr selten und nur beim Niederbringen der Abhauen und Gegenorts-Betrieben in Anwendung steht, bietet nichts Erwähnenswerthes.

(Fortsetzung folgt.)

Die Mansfelder Hüttenprozesse in ihrer Abweichung von den Ober- und Unterharzer Kupfer- und Silbergewinnungsarbeiten.

Vom

Ingenieur **Albrecht von Groddeck,**

Docenten der Bergbaukunde an der Königl. Bergakademie zu Clausthal.

(Fortsetzung von S. 123.)

Vor dem Ofen sind die Töpfe in einer Reihe aufgestellt, und es werden zunächst die Bodenplatten möglichst dünn gegossen (3—4 Kellen), weil sie, wie gesagt, durch Berührung mit dem Eisen blasig werden. Die Bodenplatten müssen erst erkalten, ehe man neue Platten darüber giessen kann. Man schliesst daher die Auskellöffnung auf ca. 5 bis 10 Minuten, bringt dann die Polstange in den Ofen, um etwa gebildetes Oxydul wieder zu reduciren und polt unter beständigem Probenehmen so lange, bis die Probe die beschriebenen Eigenschaften der Gaare zeigt.

Unterdessen sind die Bodenplatten hinreichend erkaltet, wobei sie sich mit einer dunkelgrauen Oxydhaut bedeckt haben, welche das spätere Ablösen der darauf gegossenen Platten ermöglicht. Diese Platten werden stärker (7—9 Kellen) und mit grosser Vorsicht gegossen. Damit das flüssige Kupfer den Boden der Form schnell und gleichmässig bedecke, werden anfangs zwei Kellen zugleich schnell eingegossen. Die letzten Kellen müssen aber im Gegensatz dazu recht langsam gegossen werden, damit das Kupfer nicht an den Wänden der Form in die Höhe steigt und so zur

Bildung starker Näthe Veranlassung giebt, denn letztere erzeugen beim Walzen leicht Kantenrisse.

Jede Unreinigkeit, welche beim Ausschöpfen in die Kelle gekommen, wird sofort entfernt und wenn sich über der erkalteten Platte kleine Erhöhungen bilden, werden dieselben sofort mit einer schweren schmiedeeisernen Eisenstange niedergeschlagen. Zugleich wird von diesem Kupfer eine Probe in der Schmiede ausgehämmert, und zwar an der einen Seite zu einem Blech, an der andern Seite vierkantig ($\frac{1}{8}$ "), welche an beiden Enden beim Umschlagen nicht reissen darf.

Wenn das Kupfer im Ofen etwa nur 2 bis $2\frac{1}{2}$ " hoch steht, so kann nicht mehr gepolt werden und es ist deshalb nicht zu vermeiden, dass der letzte Rest Kupfer etwas Oxydul enthält. Man verkauft ihn deshalb an Messingfabriken.

Die gegossenen Platten werden während der nächsten Charge aus den Formen genommen. Die Näthe schlägt man ab und wirft sie bei der folgenden Charge während der Brateperiode in den Raffinirofen. Um die Platten von der Oxydhaut zu befreien und gleichzeitig um die Näthe vollkommen niederzuhauen, werden erstere durch Hämmern mit der Hand bearbeitet.

Vorbereitungen zur nächsten Charge. Nach dem Auskellen wird der Herd von Kohlen und Schlacken gereinigt und nach einiger Abkühlung mit Quarzmassen ausgebessert, worauf er einige Stunden leer stehen bleibt. Nach Beendigung einer Ofencampagne verschliesst man alle Oeffnungen auf das Sorgfältigste und lässt den Ofen, — damit er keine Risse bekommt, — einige Wochen langsam erkalten. Der Fuchs muss fast nach jeder Campagne erneuert werden.

Zeitverbrauch.

Das Einsetzen dauert	1 Stunde	—	Minuten.
„ Einschmelzen	6	„	10
„ Verblasen und Braten	5	„	20
„ Dichtpolen	2	„	45
„ Zählpolen	1	„	15
„ Auskellen	1	„	45
	18 Stund.	15 Minuten.	

Die Charge dauert also 18 St. 15 Min.

Bis zur nächsten Charge vergingen 5 „ 45 „

Summa 24 Stunden.

Brennmaterialverbrauch. Um 100 Ctr. Schwarzkupfer, resp. Krätzkupfer zu raffiniren, werden ca. 40 bis 45 Tonnen harte Holzkohlen und 3 Tonnen weiche Holzkohlen (zum Zählpolen) gebraucht.

Ausbringen. Aus 100 Ctr. Schwarzkupfer, resp. Krätzkupfer gewinnt man 84 bis 85 Ctr. Raffinat à 0,0215 Pfd. Silber. Aus der beim Raffiniren fallenden Krätze werden noch 10 Ctr. Raffinat gewonnen, so dass der Verlust ca. 6 Proc. beträgt.

Mannschaft. Bei dem Raffiniren sind 8 Mann beschäftigt. 4 Mann arbeiten in jeder Schicht. Um 5 Uhr ist Schichtenwechsel. Die Nachtschichter müssen zum Auskellen zwischen 7 und 8 Uhr Morgens wieder da sein und bekommen dafür $\frac{1}{4}$ oder $\frac{1}{2}$ Schicht bezahlt. Die Leute arbeiten alle im Schichtenlohne und bekommen ausserdem pro Ctr. producirtes Raffinat zusammen 8 Pfennige.

H. Verarbeitung der Abgänge vom Gaarmachen des Schwarzkupfers; Verarbeitung alter Bleischlacken.

Die verschiedenen Abgänge. Die Hauptmasse der beim Gaarmachen und Raffinieren des Schwarzkupfers fallenden Abgänge bilden die Krätzen oder Gaarschlacken. In geringer Quantität kommen die Ansätze in den Gaarherden und Raffiniröfen, so wie der Flugstaub der Gaarherde (Spritzkupfer) zur Verarbeitung. Ausser diesen beim jetzigen Betriebe sich immer erneuernden Abgängen werden alte Bleischlacken, welche bei dem früheren Saigerprozess fielen und in grossen Halden bei der Hütte liegen, verschmolzen.

Gewonnene Produkte. Die Krätzen und Herdansätze werden zusammen verarbeitet, wobei neben tauben Schlacken zwei Sorten von Raffinat (Raffinat II. u. III.) und zuletzt Krätzkupfergranalien gewonnen werden, aus welchen letzteren mittelst Schwefelsäure Kupfer- und Nickelvitril dargestellt wird.

Der Flugstaub wird an die Gottesbelohnungshütte abgegeben und dort mit den Rückständen auf Schwarzkupfer verschmolzen.

Die alten Bleischlacken verarbeitet man für sich und gewinnt daraus eine Legirung von Blei und Kupfer, die in Scheiben gegossen und gesäigert wird. Das dabei fallende Blei ist unmittelbar Handelsartikel. Aus den rückständigen Kupferscheiben (Kienstöcken) resultirt, neben den fallenden Krätzen, Raffinat.

1. Verarbeitung der Krätzen u. Herdansätze.

Princip. Beim Krätzschmelzen wird das Princip befolgt, nur alle bei der Erzielung eines bestimmten Raffinats aus Schwarz- oder Krätzkupfer fallenden Krätzen und Herdansätze zusammen zu verschmelzen und dabei so viel wie möglich, sogar die beim Gaarmachen im kleinen Herd und beim Raffinieren fallenden Abgänge gesondert zu verarbeiten. Man erzielt dadurch anfangs reinere Produkte, eine schnellere und vollständigere Concentration des Nickelgehalts und eine grössere Uebersichtlichkeit des Betriebes.

Methode der Verarbeitung. Die Krätzen, Gemische sehr basenreicher Schlacken mit Kupferkörnern und Kohlenklein, erhält man in mehr oder weniger grobem und feinem Zustande (grobe und klare Krätze). Die klare Krätze, welche beim Verschmelzen im Schachtofen einen unregelmässigen Schmelzgang herbeiführen würde, trennt man von der groben Krätze durch Absieben und lässt sie dann bei schwachem Gebläse zusammen sintern, wobei ihr eigener Kohlengehalt als Brennmaterial dient (Ausbrennen). Die gesinterte Krätze wird mit der groben Krätze und den Herdansätzen zusammen im Schachtofen auf Krätzkupfer verschmolzen.

Das Krätzkupfer unterwirft man zunächst einem oxydirenden Schmelzen in kleinen Gaarherden (Verblasen), um das Uebermass verunreinigender Stoffe zu beseitigen, und raffinirt es dann im Flammofen.

Ausbrennen. Das Ausbrennen wird auf einem kleinen Gaarherd ausgeführt. Der eigentliche Herd wird dabei ganz mit Lehm ausgestampft und die Form

entsprechend höher gelegt. Auf die so hergestellte horizontale Lehmfläche legt man vor die Form brennende Kohlen, wirft die klare Krätze darüber und lässt das Gebläse an. Durch den Kohlengehalt der Krätze brennt sie von selbst fort, während die schlackigen und metallischen Theile zusammen sintern. Damit diese sich aber nicht an die Form setzen, schützt man dieselbe durch ein halbeylinderförmig gebogenes Eisenblech, das seinerseits dick mit Lehm bestrichen wird, damit man es später aus der zusammengesinterten Masse herauslösen kann. Von Zeit zu Zeit entfernt man die zusammengesinterte Krätze und wirft neue klare Krätze auf den Herd.

In 12 Stunden werden ca. 20 Ctr. klare Krätze ausgebrannt, wobei ein Mann beschäftigt ist. Die zusammengesinterte Krätze wird in faustgrosse Stücke zerschlagen und in diesem Zustande verschmolzen.

Krätzschmelzen. Der Ofen. Das Krätzschmelzen geschieht in einem 14' hohen Schachtofen, der als Sumpfofen zugestellt ist, weil sich bei der basischen Beschaffenheit der Schlacke leicht Ansätze und Eisensauen bilden.

Das 6' hohe Gestell, mit trapezförmigem Querschnitt, ist aus Sandstein hergestellt und hat durchgängig $2\frac{3}{4}$ ' Tiefe. Der ovale Schacht von Barnsteinen ist 33" tief und 24" weit. Die Dämpfe von zwei nebeneinander stehenden Öfen gehen in eine gemeinschaftliche Flugstaubkammer und von da in einen 34' hohen Schornstein. Die gusseiserne Form liegt 19" über dem aus weissem Sandstein bestehenden Bodenstein, der nach vorne hin auf die ganze Tiefe des Ofens ca. 5' Fall hat. Vom Bodenstein ab bis zu $2\frac{1}{2}$ ' Höhe ist der Ofen vorn offen. Die Vorwand wird aus Strohlehm gebildet, um sie leicht ausbrechen zu können, wenn sich Eisensauen gebildet haben. Der Ofen wird durch 2 abwechselnd wirkende hölzerne Spitzbälge mit Wind versorgt.

Betrieb der Öfen. Die Krätzen werden bei der öftern Verarbeitung natürlich immer basischer und müssen deshalb verschieden beschickt werden. Gaarkrätze I. (a u. b) und II. (a u. b) wird mit 50 Proc. Schieferschlacke, 1 - $1\frac{1}{2}$ Proc. Flussspath und 2 Proc. Herdansätzen, Gaarkrätze III. (a u. b) aber mit 60 Proc. Schieferschlacke, 2 Proc. Flussspath und 2 Proc. Herdansätzen gattirt. Jeder Satz besteht aus $\frac{1}{8}$ Tonne Coks mit 3 bis 4 Füllfässern Beschickung à $\frac{1}{2}$ Ctr. Beschickung und Cokes werden gleichmässig übereinander und zwar an die Vorwand geworfen, um auf die Nase keinen zu grossen Druck auszuüben. Alle 2 Stunden wird das im Tiegel gesammelte Kupfer abgestochen.

Es erstarrt in einer Form aus Sandstein zu runden Scheiben von 2' Durchmesser und einigen Zoll Dicke, wird mittelst eines Hebelwagens an einem eingegossenen eisernen Haken aus der Form gehoben, in unregelmässige Stücke zerschlagen und kommt so zum Verblasen.

Das beim Verschmelzen von Krätze III. (a u. b) erhaltene Kupfer wird granulirt, indem man es mit Kellen aus dem Tiegel ausschöpft und über einen flachen, beständig bewegten Löffel in ein Wasserbassin fliessen lässt. Die beim Betrieb abfliessende Schlacke wird zur Schlackensteinfabrikation verwendet. In der

12stündigen Schicht besorgen den Ofen 2 Mann, die, da das Ausbringen sehr verschieden ist, im Schichtlohne arbeiten.

Verblasen. Das Krätzkupfer ist so unrein, dass es sich nur mit den grössten Schwierigkeiten würde raffiniren lassen. Man verschlackt daher vorläufig einen grossen Theil der fremden Metalle durch Verblasen. Bei dem Krätzkupfer II. muss dasselbe zweimal vorgenommen werden, ehe es zum Raffiniren kommen kann.

Zum Verblasen hat man auf der Saigerhütte einen Flammofen mit Steinkohlengasgenerator erbaut, derselbe war jedoch noch nicht in Anwendung gekommen und das Verblasen geschah noch auf dem kleinen Gaarherde bei Anwendung von Coks. Die Manipulationen sind dabei im Wesentlichen ganz ebenso, wie beim Gaarmachen des Schwarzkupfers. —

Der Abgang beim Verblasen ist ein sehr bedeutender (22—29 Proc.) und deshalb setzt man nach jedem Schlackenziehen Krätzkupfer nach. Die Probe zeigt anfangs eine weissliche Farbe, sobald aber deutliche Kupferfarbe eintritt, wird das Kupfer ausgeschöpft und in Barren gegossen. Zwei Mann, welche in einer 12stündigen Schicht an zwei abwechselnd betriebenen Herden arbeiten, verblasen 12—13 Ctr. Krätzkupfer, wobei 9—10 Ctr. verblasene Krätzkupfer resultiren. Pro Ctr. verblasenes Krätzkupfer verbraucht man ca. $\frac{1}{2}$ Tonne Coks.

Raffiniren des Krätzkupfers. Das Krätzkupfer wird im Wesentlichen ebenso wie Schwarzkupfer raffinirt. Es wird langsamer eingeschmolzen und muss, da es wegen des geringen Schwefelgehaltes nur wenig bratet, stark und viel gerührt werden, um die Rohgaare zu erreichen.

Verarbeitung des Flugstaubes. Der Flugstaub wurde früher verwaschen, wie die klare Krätze ausgebrannt und dann im Schachtofen verschmolzen. Das Verfahren kam zu theuer, und deshalb wird der Flugstaub jetzt mit den Rückständen auf Schwarzkupfer verschmolzen.

2. Verarbeitung der alten Bleischlacken. Die alten Bleischlacken werden in demselben Ofen wie die Krätzen verschmolzen. Soll von dem Krätzschmelzen zum Bleischlackenschmelzen übergegangen werden, so setzt man erst, um den Ofen zu reinigen, Schieferschlacken für sich durch, worauf die alten Bleischlacken, mit $\frac{1}{2}$ Proc. Eisenbohrspänen beschickt, aufgegeben werden. Auf 1 $\frac{1}{2}$ Ctr. Beschickung wird $\frac{1}{8}$ Tonne Coks verbraucht. Bei dem Bleischlackenschmelzen bilden sich leicht Eisensauen. Man entfernt dieselben (meistens alle 8 Tage) auf folgende Weise: um die Schmelzsäule zu halten, wird in der Höhe der Vorwand durch eiserne Stäbe ein Rost gebildet, die Lehmwand wird dann ausgebrochen und die Versetzungen werden entfernt. Darnach wirft man Holzkohlen in den Ofen, bildet von grossen Holzkohlen eine möglichst feste Mauer und wirft den Lehm darauf. Sobald letzterer trocken ist, wird das Gebläse angelassen.

Die producirt Legirung von Kupfer und Blei wird wie oben beschrieben (S. 145), verarbeitet.

III. Verarbeitung der Krätzkupfergranalien auf Nickelvitriol.

Die Krätzkupfergranalien werden auf Gottesbe-lohnungshütte auf folgende Weise verarbeitet (siehe auch d. Bl. 1864, S. 58):

Sie werden in Bleipfannen von $5\frac{1}{4}$ Cbf. Inhalt mit Schwefelsäure übergossen, und zwar jedesmal 9 Ctr. Granalien mit verdünnter Schwefelsäure. Nach 2 Stunden wird die Lauge aus einer Pfanne in die darunter liegende abgelassen, wo sie wieder 2 Stunden lang mit Granalien in Berührung bleibt. Durch 7 terrassenförmig untereinander stehende Pfannen, die alle mit Granalien gefüllt sind, läuft die oben auf-gegebene Schwefelsäure auf diese Weise. Die Pfannen können durch eine besondere Feuerung erwärmt werden. Nach einiger Zeit bildet sich in den Pfannen ein Bodensatz von PbO , SO_3 (Bleischlämme), der entfernt werden muss.

Die Lauge fliesst aus der untersten Pfanne in einen Klärungskasten und wird von hier in eine grosse Pfanne gepumpt, in welcher sie bis zu einer bestimmten Schwere abgedampft und dann in einen grossen Bottich abgelassen wird. Es krystallisirt zuerst reiner Kupfervitriol aus. Die noch einmal eingedampfte Mutterlauge setzt einen gemischten Vitriol ab. Beim Eindampfen der dabei zurückgebliebenen Mutterlauge erhält man zuerst grünen Vitriol etc.

Man beschäftigt sich damit, aus den gemischten Vitriolen eine Legirung von Nickel und Kupfer (Argentan) darzustellen. Die Vitriole werden in einen kleinen Röstofen mit zwei übereinanderliegenden Herden abgeröstet, die Oxyde ausgelaugt, um alle Spuren von Vitriolen zu entfernen, und dann in einem Sefström'schen Ofen reducirt. Die Legirung wird in einem kleinen Gaarherd, nachdem derselbe mit Graphitherd und 2 Formen versehen ist, eingeschmolzen.

Es gelang auf diese Weise nicht, ein fehlerfreies Product zu erlangen. Eine im Jahre 1858 aus den ausgelaugten Oxyden dargestellte Legirung enthielt: 43,0 Cu, 53 Ni, 0,37 Co, 2,90 Fe, 0,73 S und Spur Pb.

Um den Schwefelgehalt zu entfernen, wurden die Oxyde mit Soda aufgeröstet. Es ergab sich jedoch, dass erst nach 10maligem Aufrösten und Auslaugen der Schwefelgehalt entfernt war, weshalb der Gedanke, diese Methode bei einem grösseren Haufwerk anzuwenden, aufgegeben werden musste.

Untersuchungen im Laboratorium machten es wahrscheinlich, dass der Schwefelgehalt durch einen Gypsgehalt der Laugwasser in die Oxyde gekommen sei und es ist deshalb vorgeschlagen, mit destillirtem Wasser zu arbeiten. Auch im Jahre 1861 ist die Darstellung einer schwefelfreien Legirung nur zum Theil gelungen. Man vermuthet aber, dass der Schwefelgehalt erst durch das Einschmelzen des Metalls auf dem Gaarherde mittelst Coks in dasselbe gelangt sei. Zur Anwendung letzterer sah man sich durch den früheren enorm hohen Holzkohlenverbrauch veranlasst.

(Schluss folgt.)

Ueber Puddelstahlfabrikation.

Vom

Bergreferendar Kalle zu Zell a. d. M.

Der Aufsatz des Herrn Bremme jun. in Nr. 12 d. Bl. ist jedenfalls von allen Fachleuten mit Interesse gelesen worden, nicht nur wegen seiner geschichtlichen Darstellung, sondern auch wegen der darin enthaltenen Andeutungen über das Wesen des Stahlpuddelns. In Bezug auf letztere möchte ich aber doch noch auf Einiges hinweisen. Herr Bremme stellt die Ansicht auf, dass der Erfolg des Stahlpuddelns abhängt von der im Ofen zu erzielenden Hitze, und er will beinahe den ganzen Prozess bei der höchstmöglichen Temperatur ausgeführt haben. Meiner Ansicht nach soll man die Temperatur im Ofen erst dann erhöhen, wenn die Gaarung schon bis zu einem gewissen Punkte fortgeschritten ist, um nunmehr die Massen zu einem solchen Grade der Dünnschmelze zu bringen, dass die Metalltheilchen leicht mit der Flamme und Schlacke, beson-

ders aber mit einander in Berührung gebracht werden können, so dass eine Auflösung der bereits stärker entkohlten Partien in den kohlenstoffreicheren zu einer homogenen Masse möglich wird.

Wendet man gleich nach Beginn des Gaarens starke Hitze an, so hat man den Prozess zu wenig in der Hand, und es wird sehr oft vorkommen, dass man statt des Stahls Schmiedeeisen erhält oder wenigstens ein weit kohlenstoffärmeres Produkt, als man darzustellen beabsichtigt. Will man jedesmal einen Stahl von gleicher Constitution erzielen, so muss man den Puddelprozess bei niedriger Temperatur ausführen und nur gegen Ende der Gaarung eine Zeit lang so stark als möglich feuern.

Eine dünnflüssige Schlacke ist Haupterforderniss beim Stahlpuddeln; will man also wenig Hitze anwenden, so muss man Zuschläge geben, die den Schmelzpunkt der Schlacke herunterdrücken. Das Schafhäutlsche Pulver etc. haben diese Wirkung und hierin liegt wohl ihr Hauptvorteil.

Notizen.

Freycinet, über die in England angewendeten Mittel zur Beseitigung oder Minderung der für die Gesundheit nachtheiligen Einflüsse einzelner Fabriken und Gewerbe. Schweflige Säure aus Coksöfen führt man namentlich in der Grafschaft Durham in 20–25 Meter hohe Schornsteine. In einer Calomelfabrik bei Howard zu Stratford condensirt man sie in einem unterirdischen Canale von 30 Met. Länge, der beständig frisch und feucht erhalten wird, nachdem das Gas zuvor durch ein Wassergefäß gegangen. Das schweflige saure Wasser giesst man mit Salpetersäure auf Zink und erhält unter Entwicklung von Wasserstoff und Stickstoffoxydul Zinkvitriol. Dieser Gase entledigt man sich dadurch, dass man eins durchs andere verbrennt. — Auf Kupferhütten benutzt man die schweflige Säure zur Schwefelsäurefabrikation. Salzsäures Gas führt man entweder in sehr hohe Schornsteine (von Taunson in Glasgow 142 Met. = 486 Fuss Höhe, ferner von fast gleicher Höhe von Tennant und zu St. Rollox) oder in aus Sandsteinplatten hergestellte Schornsteine von 12–40 Met. Höhe, die bis zu $\frac{3}{4}$ mit Coks gefüllt sind, auf die stets Wasser tropft. — Schwefelwasserstoffgas durch Verbrennen zu schwefliger Säure behuf Darstellung von Schwefelsäure. Das Zusammenleiten von Schwefelwasserstoff und schwefliger Säure giebt nur wenig brauchbaren Schwefel. (Ann. d. min. 1864. Tom. V. p. 1.)

H. Curven Salmon, Bleischlackenschmelzen in castilianischen Oefen auf den Mendips-Hügeln in Sommersetshire. Drei Gesellschaften machen alte Bleischlacken und Aufbereitungsrückstände zu Gute und zwar sind dazu auf St. Cuthberts Bleiwerken 5 castilianische Oefen von 4' 8" Durchm. am Boden und 4' 3" Durchm. an den Düsen vorhanden. Die Aufgebethür liegt nur 18" über den beiden Formen an der Hinterseite. Nach oben verengt sich der Schacht bei 12' Höhe auf 3' Weite und die 5 Oefen stehen mit langen Flugstaubcanälen in Verbindung. Der Ofen hat eine offene Brust von 3' 9" Höhe und 2' Weite und einen Vorherd von 3' Länge, 2' Tiefe und 2' Weite. Die Schmelzmasse enthält durchschnittlich 7–7½ Proc. Blei, lässt sich aber durch Aufbereitung auf 45–50 Proc. bringen, was aber wegen Wassermangels nicht fortwährend geschehen kann. Man verschmilzt die unaufbereitete Masse mit etwas Kalkstein und wenig Eisenstein, erhält nur $\frac{1}{4}$ des Bleies in Zainen, dagegen $\frac{3}{4}$ desselben im Bleirauch. Dieser wird gemeinschaftlich mit dem bei der Aufbereitung erhaltenen Schlieg in einem Flamm-

ofen zusammengefritet und dann verschmolzen. Der Herd ist während des Schmelzens mit Coksklein versehen, auch die Brust damit geschlossen; das flüssige Blei tritt durch dasselbe in den Vorherd und wird von da abgestochen. Neuerdings hat man nach Bennett's Patent einen Rauchecondensator in Gestalt einer archimedischen Schnecke von 6' Durchm. versucht, welche sich 300mal pro Min. theilweise in Wasser dreht und dadurch dem Rauch Gelegenheit giebt, sich möglichst vollständig zu condensiren. Die summarischen Schmelzkosten betragen pro Tonne Rohmaterial mit 7¼ Proc. Blei 6 s. 3 d; man bringt 6¼ Proc. davon aus. Kosten pro Tonne Blei 5 Pfd. Sterl. (Mining and smelt. magazine Vol. VI. Nr. 36, p. 321.)

Noeggerath, über den Einfluss des in den Herdraum einer Feuerung eingeleiteten Wasserdampfes auf den Heizeffect. In Leuchtgasanstalten, deren Retorten mit Coks geheizt werden, stellt man in den Aschenfall ein Gefäß mit Wasser, um durch die strahlende Wärme und in dasselbe fallende Cinder Wasserdampf zu erzeugen. Dieser schützt erfahrungsmässig Roststäbe und Wandungen des Feuer-raumes vor dem Ausbrennen und es entsteht durch Wasserzer-setzung eine längere Flamme, welche noch die oberen Retorten umspielt. Wie nun aber die bei Puddelöfen mehrfach angestellten Versuche erwiesen haben, tritt bei Zuführung von Wasserdampf unter dem Rost wohl eine Vertheilung des Heizeffectes im Innern der Feuerung ein, dagegen aber nimmt der Heizeffect ab. Dies hat seinen Grund darin, dass der durch das glühende Brennmaterial hindurchgehende Wasserdampf sich nur unvollständig zersetzt und dann auf dem ganzen Wege den mit ihm gemischten heisseren Feuergasen so lange Wärme entzieht, als seine Temperatur unter der jener Gase liegt. Auch möchte die bei Zersetzung des Wasserdampfes gebundene Wärme derjenigen äquivalent sein, welche bei der Verbrennung seiner Bestandtheile erzeugt wird, wobei auch wieder Wasserdampf entsteht, der in vorhiniger Weise wirkt. Bei Anwendung einer Feuerbrücke war der Effectverlust grösser. (20 Proc. mit und 12.6 Proc. ohne Feuerbrücke am Ofen.) was darin seinen Grund hat, dass dieselbe eine innigere Mischung des Wasserdampfes mit den Feuergasen herbeiführt, wodurch ersterer letzteren noch mehr Wärme entziehen kann. (Civilingenieur Bd. 10. Heft 8, S. 450.)

Dähne, Verbesserung an schlesischen Zinköfen. Nach F. W. Dähne's Patent wird an jeder langen Seite auf das Gewölbe der belgisch-schlesischen Zinköfen mit nach abwärts gehender Flamme (d. Bl. 1860, S. 31) eine Röhre gelegt, welche in Zwischenräumen nach unten hin mit Ansätzen versehen ist, durch welche heisse Luft durch das Gewölbe hindurch in den Herdraum gelangt. Die beiden Luftzuführungsrohre vereinigen sich an der einen schmalen Seite in eine Röhre, welche mit dem Gebläse in Verbindung steht. Diese Vorrichtung ermöglicht eine vollständigere Verbrennung der im Herdraum befindlichen Gase und gestattet bei Beibehaltung derselben Rostdimensionen eine Verlängerung des Ofens hinter dem Roste und somit eine Vermehrung der Muffelzahl. Zu Swansean hat man derartige Ofen, welche auf jeder Seite des Rostes (zu je 2 in einer Nische) 12, dann in dem verlängerten Raum hinter dem Roste auf jeder Seite noch 14 längere Muffeln haben, so dass sich in einem Ofen 52 Muffeln befinden. Eine gemeinschaftliche Esse liegt an dem dem Rost entgegengesetzten Ende. Zur Regulirung des Luftzutritts durch die erwähnten Ansatzrohre befindet sich in jeder derselben ein Stopfen, dessen Stiel nach oben durch die Hauptrohre hindurch geht und mehr oder weniger gelüftet werden kann.

Hörder Hohofenbetrieb. In Hörde ist am 20. Nov. v. J. der 6. Hohofen, nach schottischem Muster mit 6 Fuss weitem Gestell versehen, angeblasen. Derselbe besitzt, wie die andern Ofen, 51 Fuss Höhe, 16 Fuss Durchm. im Kohlensack und 10 an der Gicht bei 6 Düsen von 24 Lin. Durchm., deren je 2 immer neben einander liegen. Bei 3 Pfd. Pressung pro Q-Zoll und Windtemperatur von 210° C. liefert der Ofen aus $\frac{2}{3}$ Blackband und $\frac{1}{3}$ Siegerner Spath-, Braun- und Rotheisenstein bei 35 Proc. Kalkzuschlag und 116½ Pfd. Coksverbrauch auf 100 Pfd. Roheisen jetzt schon täglich 52000—54000 Pfd. graues Roheisen zur Puddelstahlerzeugung; später wendet man 30 Lin. weite Düsen und Wind von 334° C. an. Alle 6 Oefen liefern jetzt täglich an 300000 Pfd. Der 6. Ofen hat einen Gasfang und Aufgebeapparat von der S. 132 v. Jahres angegebenen Einrichtung. Der Wind wird auf dem kürzesten Wege von oben nach unten in die Düsenstöcke zugeführt, wodurch nebenbei ein Zusetzen derselben mit etwa auslaufender Schlacke verhindert wird. An der Windleitungsröhre befindet sich v. Hoff's patentirte Sicherheitsklappe, welche beim Stillstand des Gebläses ein Zurücktreten der Hohofengase in die Winderhitzungsapparate und dadurch Explosionen verhütet. Die Klappe wird beim Ausströmen des Gebläsewindes gehoben und fällt beim Abstellen desselben durch ihr eigenes Gewicht zu, wo dann den Hohofengasen durch eine hierdurch frei werdende Oeffnung der Austritt in die freie Luft gestattet wird. (Essener Berg-u. Hüttenm. Ztg., 1865. Nr. 1.)

Zinken, Unterscheidung von Braun- und Steinkohlen. — Als Unterschiede giebt man gewöhnlich an, dass Braunkohlen Aetzkalilösung beim Erwärmen bräunen, einen braunen Strich geben und bei der trocknen Destillation stets freie oder an Ammoniak gebundene Essigsäure liefern, während Steinkohlen nur freies Ammoniak und einen schwarzen Strich geben und Aetzkalilösung nicht braun färben. Aber diese Eigenschaften gelten weder für alle Stein-, noch für alle Braunkohlen. So zeigt z. B. eine Steinkohle von Malowka in Russland ganz das Verhalten einer jüngeren Braunkohle, während manche Braunkohlen, z. B. die der nördlichen Alpenen Tertiärformation Kalilauge nicht bräunen, sobald sie den Charakter der Fettkohle annehmen. Nur die geologischen und paläontologischen Verhältnisse, unter denen eine Kohle auftritt, können bei Bestimmung des relativen Alters derselben als massgebend angesehen werden. Man nennt Braunkohlen diejenigen fossilen Anhäufungen von mehr oder weniger verkohlten Pflanzenresten, welche in der Tertiärformation vorkommen. (Zinken, die Braunkohle und ihre Verwendung, 1865.)

Hawksworth und Harding, Fabrikation gezogener Stahlröhren. Aus weichem Stahl wird eine kurze, sehr dickwandige Röhre gegossen und diese durch Ziehen über einen Dorn durch passende, allmählig enger werdende Zieheisen verlängert. (Dingl. Bd. 174. S. 17.)

Steinbrech-Maschine

aus der Fabrik
von

Sievers & Co.

in

KALK bei DEUTZ am RHEIN.

1. Januar 1865.

Diese so vortheilhafte Zerkleinerungs-Maschine verdient ganz besonders die Aufmerksamkeit derjenigen Industriellen, welche in ihrem Etablissement harte Materialien zu zerkleinern haben, als da sind:

Berg- und Hüttenwerke, Porcellan- und chemische Fabriken, Gyps- und Trassmühlen, Cementfabriken, Fabriken feuerfester Steine, Chamott-Mühlen, Steinbrüche u. s. w.

Sie bricht pro Stunde 100 Ctr. Stücke von der Grösse eines Cubikfusses bis auf die eines Cubikzollens und selbst kleiner, und bedarf dazu je nach der Härte der Materialien 3 bis 10 Pferdekkräfte.

Zu ihrer Bedienung sind 1 bis 2 Arbeiter erforderlich, je nachdem die Oertlichkeiten eine mehr oder weniger vortheilhafte Aufstellung der Maschine gestatten.

Obige Leistung wurde an Basalt, Quarz, quarziger Grauwacke, Willemit, Eisenstein, Granit, Dolomit und den verschiedensten Kalksteinen constatirt und kann täglich in unserm Etablissement an einer aufgestellten Probe-Maschine oder auch an jeder neuen Maschine vor der Uebernahme erprobt werden. Wir liefern dieselben in 6 verschiedenen Nummern.

- No. 1 mit directem Riemenbetrieb,
- „ 2 mit Zahnräder-Vorgelege,
- „ 3 mit angekuppelter Dampfmaschine,
- „ 4 mit Dampfmaschine und Kessel (Locomobile),
- „ 5 mit Dampfmaschine und Kessel auf einem gemeinschaftlichen Wagen mit Eisenbahnspur (Locomobile),
- „ 6 dieselbe No. 5 mit einer Schraube zum Seitwärts-schrauben des gebrochenen Materials.

Alle Maschinen werden auf unserm Etablissement vor Ablieferung geprüft.

Sievers & Co.

Stelle = Gesuch.

Ein mit dem Bergwesen und der Buchführung vertrauter, wissenschaftlich und praktisch gebildeter Eisenhütteningenieur, welcher bisher den Betrieb einer königl. Rohstahlhütte leitete, sucht unter bescheidenen Ansprüchen ein anderes Engagement. Gefällige Offerten unter R. R. an Arthur Felix in Leipzig zu senden.

Ein 39jähriger Mann, der auf den grösseren Berg- und Hüttenwerken Preussens und Hannovers seine technische, auf den Universitäten Halle und Göttingen seine wissenschaftliche Ausbildung genossen und für Preussen die Qualification eines höheren Staatsbeamten erlangt hat, der seit 9 Jahren als Director Werken, die auf Gang- und Flötz-Bergbau, welche zur Zeit mit Aufbereitung und Hütte verbunden sind, umgehen, vorsteht, sucht seine Stellung mit einer andern zu vertauschen. —

Der Königl. Berghauptmann Herr Dr. v. Carnall in Breslau hat die Geneigtheit, Franco-Offerten anzunehmen und Auskunft über den Bewerber zu ertheilen.

BERG- UND HÜTTENMÄNNISCHE ZEITUNG.

Redaction:

BRUNO KERL, und **FRIEDRICH WIMMER,**
Professor der Metallurgie Berggeschworne
zu Clausthal.

Jährlich 52 Nummern mit vielen Beilagen, Tafeln und eingedruckten Holzschnitten. Abonnements-Preis vierteljährlich 1 Thlr. 15 Ngr. Zu beziehen durch alle Buchhandlungen und Postanstalten des In- und Auslandes. Original-Beiträge sind an Einen der Redacteurs franco einzusenden und werden halbjährig — auf Verlangen auch sofort nach Abdruck — entsprechend honorirt.

Inhalt: Mina „Cerro de Frontino“ in Columbia. Von Reinhold Laschke. — Die Mansfelder Hüttenprozesse in ihrer Abweichung von den Ober- und Unterharzer Kupfer- und Silbergewinnungsarbeiten. Von Albrecht von Groddeck. (Schluss.) — Mansfelder Kupferschiefer-Bergbau. Von H. Mentzel. (Fortsetzung.) — Notizen.

Mina „Cerro de Frontino“ in Columbia.

Von

Reinhold Laschke,

Berg- und Hüttenwerks-Director der Zencudo-Bergwerks- und Schmelzcompagnie.

Die der englischen Compagnie Neugranada gehörige Grube „Cerro de Frontino“ liegt im Staate Antioquia, welcher einen Theil der vereinigten Staaten von Columbia ausmacht, ungefähr 10 spanische Meilen westlich von der alten Hauptstadt Antioquia. Diese letztere liegt am linken Ufer des Cauca unter 1° 49' Länge, nach dem Meridian von Bogotá, und 6° 36' nördlicher Breite.

Die Grube befindet sich ungefähr 6000 Fuss hoch über dem Meeresspiegel. Die climatischen Verhältnisse sind bereits ähnlich denen von Chocó, denn fast das ganze Jahr hindurch regnet es alle Tage von elf Uhr an des Morgens bis in die Nacht. Im Januar allein kann man mit Bestimmtheit auf einige Tage, selbst Wochen heiteren, trocknen Wetters rechnen; dann wehen heftige Winde, welche die dicken Nebel verjagen. Die Gebirgsbäche, welche das nöthige Wasser für die Aufbereitung hergeben, fließen alle nach dem Atrato, so dass das Grubenfeld eigentlich zu dem Staate Cauca und zwar zur Provinz Chocó zu rechnen wäre, da die hohe Cordillere zwischen Cauca und Atrato die Grenze der beiden genannten Staaten bildet. Weil aber das Grubenfeld und die vereinzelt Ortschaften in dieser Gegend von dem Staate Cauca aus sehr schwer erreichbar sind, denn der ganze Landstrich von der Grube bis an den Atrato ist nur von Indianern bewohnt, so ist dieses kultivirte Stück Landes unter das Regiment von Antioquia gestellt worden.

Das Thal, in welchem sich die Grubengebäude befinden, wird durch zwei Gebirgsschenkel gebildet, welche sich in ihrem Vereinigungspunkte steil und hoch erheben und so den Cerro plateado (versilberten Berg) bilden. Diesen Namen hat der Berg an ihm

heraustretenden weissen Quarzfelsen zu verdanken, die im Sonnenlichte wie Silber strahlen.

Die Compagnie bebaut einstweilen nur einen Gang, den Carmen, welcher den westlichen Gebirgsschenkel beinahe rechtwinklich durchsetzt und eine durchschnittliche Mächtigkeit von 4 Fuss besitzt. Sein Fallen ist fast perpendikulär, nur ein wenig nach Süden geneigt. Die Gangmasse besteht aus Quarz, Schwefelkies, wenig Kupferkies und noch weniger Bleiglanz mit Zinkblende. Der Abbau erfolgt durch Stolln, von denen bereits zwei ihr Ende erreicht haben, indem sie an der andern Seite des Rückens durchschlägig geworden sind. Von einem Stolln zum andern werden Schächte geführt, um Pfeiler zu bilden, welche später vermittelst Strossenbau herausgenommen werden.

Die Förderung zu Tage geschieht auf Schienenwegen auf dem unteren Stolln, welche beinahe der Thalsole gleich kommt. Die Wasserhaltung in einem den Tiefbau einleitenden, sehr unzweckmässig angelegten Schacht wird bis jetzt mit Handpumpen bewerkstelligt und die Förderung mittelst eines Spillradhaspels beschafft. In der Tiefe dieses in besten Erzen stehenden Schachts ändert sich die Gangausfüllung, indem der Quarz zum grossen Theile durch Kalkspath ersetzt wird und der Schwefelkies sich mehr und mehr verliert, um dem Kupferkiese Platz zu machen.

Die tägliche Erzförderung beträgt ca. 600 Ctr., welche den Pochwerken übergeben werden. Die reinen Erze kommen in das Pochwerk Caledonia, wo sie dicht bei der Pochrolle zerschlagen und dann in die Rolle selbst gefördert werden. Die Bergerze gehen in Eisenbahnhunden zum Pochwerke Obando, in welchem sie mit den von Caledonia kommenden armen ausgewaschenen Sanden zusammen verarbeitet werden. Das Pochwerk Caledonia ist ein doppeltes. Auf jeder Seite des 4 Fuss lichte Breite und 32 Fuss Durchmesser haltenden Wasserrades befinden sich 15 Pochstempel. Die Pochwellen erhalten durch Zahnräder von 18 Fuss und 10 Fuss Durchmesser ihre Bewegung von der Wasserradwelle, so dass sich die Zahl der Umdrehungen nahezu verdoppelt. Die Construction der Pochwerke ist sehr ähnlich der der sächsischen, sie fassen je fünf Batterien, jede mit drei Pochstempeln. Die Pochtrüge haben gepochte Sohlen. — Das Austragen geschah früher über die offene Pochwand, jetzt

werden aber durchlöchernte Kupferbleche dazu verwendet. Aus dem Pochtrog geht die Trübe über die Goldtafeln, auf welchen langhaarige Tücher ausgebreitet sind, die von Zeit zu Zeit in einem Kasten voll Wasser abgewaschen werden. Jede Batterie hat ihre Goldtafeln für sich in einer Länge von 8 Fuss 8 Zoll und mit einem Gefälle von 16 Zoll. Auf dieser sind drei Tücher ausgebreitet, so dass eines das andere überdeckt und auch jedes am unteren Ende noch etwas zusammengerollt werden kann, um die herabfließenden Trübe ein wenig anzustauen. Das oberste und kleinste Tuch wird in einem kleinen Kasten für sich gewaschen, während die beiden unteren Tücher in einem grösseren Kasten abgespült werden. — Von der Goldtafel geht die Trübe durch ein Schussgerenne in zwei Schlammgräben, welche 17 Fuss lang und 3 Fuss breit sind, abwechselnd in den einen oder in den andern, so, dass wenn einer dieser Gräben vollgeschlammmt ist, er unbehindert ausgeschlagen werden kann. Beim Ausschlagen wird der Sand in Kopfstück, Mittelstück und Schwanz getheilt. Der Kopf geht nach dem dritten Schlammgraben und dann auf Herde, das Mittelstück nach dem zweiten Schlammgraben und der Schwanz nach dem Obando-Pochwerke. In dem Pochwerke Coledonia befinden sich vier Kehrherde für reiches Erz, zwei Kehrherde für armes Erz und zwei andere Herde zum Verwaschen der Kiese. Die Kehrherde sind 14 Fuss 8 Zoll lang und 3 Fuss breit und haben auf die ganze Länge 21 Zoll Fall. Auf den vier ersten Kehrherden werden die zwei Sorten Erze von der Goldtafel für sich verwaschen. Am Kopf des Herdes befindet sich eine horizontale Bühne, unter welcher die reinen Wasser, über ein Fallbrett kommend, hervorkiessen. Nachdem der Arbeiter auf die Bühne ungefähr zwei Ctr. Erz mit der Schaufel aufgegeben hat, tritt er auf den Herd, zieht mit seiner Kiste etwas davon auf die Herdfläche und breitet es aus. Nachdem er den grössten Theil des Sandes vom Erze weg-gewaschen, zieht er vom Neuen Erz auf den Herd und fährt so zu arbeiten fort, bis er alles Erz von der Bühne auf dem Herde ausgebreitet hat. Sobald dies geschehen, fängt er an alles Haufwerk vom niedrigsten Theile des Herdes zum höchsten desselben hinaufzu-ziehen, um es hier weiter zu verarbeiten, und wiederholt dieses so oft bis durch den wenigen Kies, welchen er noch auf dem Herde zurückhält, der Bleiglanz anfängt hervorzutreten. Dann öffnet er die Spalte des Herdes, welche nach dem Unterkasten führt, und kehrt den unteren Theil des angereicherten Erzes hinein. Der sich hier sammelnde Vorrath wird in einer Batéa weiter angereichert. Den höchst reinen und reichen Kopf erhält der Cortador (Abschneider), welcher das Gold und den Bleiglanz vom Kiese trennt. — Der Sand, welcher von den Wassern mit über den Herd genommen wird, fällt von je zwei Herden in einen Kasten von 5 Fuss Länge, 1½ Fuss Breite und eben so viel Tiefe; was hier zurückbleibt, geht nach dem dritten Schlammgraben und der Abgang wird durch ein Schussgerenne zum Pochwerk Obando geführt.

Das Pochwerk Obando hat 12 Stempel in 4 Batterien, die Heblinge, Fanglaschen und Scheidelatten, so wie die 4 Zoll tief liegende Pochsohle sind von Eisen. Eine Pochrolle ist nicht vorhanden, nur an hinteren

Theile des Pochtroges einige trichterförmige Ansätze, in welche der Pocher von Zeit zu Zeit Sanderz und Bergerz mit der Schaufel hinein bringt. Das Austragen erfolgt hier wie in Caledonia durch vorgesetzte Kupferbleche mit feineren Löchern. Die Goldtafeln und Erzkästen sind auch hier vorhanden und zwar geht von hier der Schwanz von den Erzkästen nach dem Pochwerke Ronaldo, während der Kopf derselben in dem einzigen Schlammgraben verarbeitet wird, welcher hier existirt. In diesem resultiren Schwanz, welcher nach dem Pochwerk Ronaldo geht, Mittelstück, das in den Schlammgraben zurückgeht, und Kopf, welcher mit dem Erze der unteren Tücher der Goldtafeln auf zwei Kehrherden verarbeitet wird. Von Zeit zu Zeit wird auf denselben Herden das Erz, welches von den oberen Tüchern der Goldtafeln gewonnen wurde, für sich verwaschen. Was über die Herde geht, fällt in zwei Erzkästen, aus denen die Köpfe nochmals zurück auf die Herde gehen, um für die Schmelzung vorbereitet zu werden; der übrige und bei weitem grösste Theil aber wird durch Schussgerenne nach dem Ronaldo geführt.

Das Pochwerk Ronaldo liegt ein wenig unterhalb der beiden vorgenannten Pochwerke und verarbeitet allein die ärmsten zweimal gewaschenen Sände. Die Zahl der Pochstempel ist zwölf, welche mit 4 Zoll Hub und auf eisernen Sohlen arbeiten. Ein einziger Arbeiter mit einem Jungen verrichten die Arbeit im Gedinge. Das Austragen der Erze erfolgt über die freie Pochwand, dann geht die Trübe über die Goldtafeln und somit in die Erzkästen. Die Köpfe aus diesen Kästen werden auf einem Einkehrherde gewaschen und in demselben Pochwerke in einer Batéa concentrirt, um nach Monatschluss vom Cortador verarbeitet zu werden.

Alle reichen Schliege aus den Unterkästen der Herde werden von einer Frau in einer Batéa angereichert und dann von dem Cortador so weit verwaschen, bis reine Bleiglanzschiege zurückbleiben. Diese Arbeit geschieht auf einer sehr flachen Batéa. Die hier gewonnenen reinen Bleiglanzschiege halten 17 bis 18 Proc. achtzehnkarätiges Gold und 50 bis 55 Proc. Blei; täglich werden sie getrocknet und gewogen, und bis Ende des Monats aufbewahrt, um dann in ein oder zwei Tagen das Gold herauszuwaschen. Diese letzte Arbeit nennt man hier cortar el oro, d. i. das Gold abchneiden. Es geschieht dies in einer Batéa, welche 22 Zoll engl. Durchmesser und in der Mitte 3¼ Zoll Tiefe hat. Es erfordert diese Arbeit viele Geschicklichkeit und hier mehr als auf anderen Gruben, der bedeutenden Menge Bleiglanzes wegen. Eine kleine Menge Bleiglanzschieges wird in die Batéa gebracht und mit ein wenig Wasser gut durchgerührt, darauf erfasst der Arbeiter die Batéa am Rande mit beiden Händen und wirft durch verschiedene Stösse und Drehungen derselben das Gold an den Rand, während der Bleiglanz in der Mitte der Schale zurückbleibt; dieses wiederholt der Arbeiter so oft, bis er glaubt, den Bleiglanz ohne Gold von der Batéa abspülen zu können, zu diesem Zwecke hat er eine Stelle der Batéa, da wo er sie mit der rechten Hand gefasst hielt, frei von Gold gehalten. Gewöhnlich wird der einmal gewaschene Bleiglanz noch einmal auf dieselbe Weise verarbeitet, wo man noch etwas Gold

erhält, dann aber wird er an die Schmelzhütte abgeliefert mit einem Goldgehalt von 4 bis 5 Proc., welcher aber nur 13- bis 14karätig ist.

Die durchschnittliche Goldproduktion aller drei Pochwerke beträgt monatlich ungefähr 34 bis 40 Pfund unreinen Goldstaubes und das relative Verhältniss der Produktion der drei Pochwerke ist nahezu wie 7 zu 3 zu 1. Nach der Schmelzung resultiren von diesem Goldstaube nur 25 bis 30 Pfund Barrengold von 18,5 bis 19 Karat Gehalt.

Die Schmelzhütte ist erst seit kürzester Zeit von mir eingerichtet worden und besteht aus den folgenden Oefen: 1. Einem ungarischen Röstofen für Röstposten von 5 Ctr. Die Feuerung geschieht mit Holz, da in der Nähe keine Steinkohlen gefunden werden und die Urwälder Ueberfluss an Brennmaterial liefern. 2. Ein Schachtschmelzofen mit dazu nöthigen Ventilatorgebläse. Die Construction dieses Ofens ist nach den früheren einfachen Freiburger Rohöfen gewählt, die Höhe des Schachtes von der Form bis zur Gicht beträgt aber nur 6 Fuss 4 Zoll. Das Brennmaterial ist eine leichte Holzkohle. Der Ofen wird im Monat ungefähr 250 Ctr. Erz von den Kiesherden erhalten, welche er mit Leichtigkeit verarbeiten kann, und somit ein Mehrausbringen von 10 Pfd. Gold verursachen, welches freilich nur 10,5karätig ist. — 3. Ein kleiner Treibeofen mit beweglichem eisernen Hut. Die Chargen für ein Treiben bestehen in 10 bis 12 Ctr. Werkblei. Das Material für den Treibeherd ist künstlicher Mergel, aus drei Theilen gemahlenem Kalktuff und einem Theil gemahlenen Lehm bestehend, und hat sich sehr gut bewährt. — 4. Ein Windofen zu Tiegelschmelzungen für je zwei Tiegel zu 20 Pfd. Gehalt. — 5. Ein Probirofen mit Holzkohlenfeuerung und einer Muffel, welche für 16 Proben hinreicht.

Alle Erze von den Kiesherden werden 8 Stunden geröstet und für sich mit Schlackenzuschlägen der Roharbeit unterworfen. Der resultirende Rohstein wird gepocht und im Röstofen 12 bis 15 Stunden geröstet, wonach er in Gemeinschaft mit den wenigen Erzen, welche von der Batéa fallen, mit Blei und bleiischen Produkten im Schachtofen durchgestochen wird. Der höchst reine Bleiglanz mit 4 bis 5 Proc. Gold, welcher beim Goldabschneiden fällt, wird beim Abtreiben zugesetzt. — Das Gold in Pulverform wird mit ein wenig Eisen, zur Zersetzung des zurückgebliebenen Bleiglanzes, in hier auf der Hütte gefertigten Thontiegeln im Windofen verschmolzen.

Diese vorstehenden Notizen habe ich deshalb glaubt mittheilen zu können, weil unter vielen Gruben dieses Landes, welche ich gesehen, obige diejenige ist, welche die beste Aufbereitung besitzt, was bei Bearbeitung eines so werthvollen Metalles, wie Gold, von der höchsten Wichtigkeit. Gewöhnlich findet man auf den hiesigen Gruben keine andern Aufbereitungsanstalten, als das Pochwerk mit seinen Goldtafeln und vor diesen einen Kasten voll Wasser, in welchem die Tücher abgewaschen werden. In diesem Kasten erhält man täglich das volle Produkt der Grube, da alles, was mit den Wassern über die Goldtafeln abfließt, in die wilde Fluth fällt, und man sich weiter nicht mehr darum bekümmert. Den Erzsatz aus dem Kasten verarbeitet man in einem 10 Fuss langen Gerenne, Cerni-

dor (Sieb) genannt, welches 10 Zoll breit und ebenso hoch, auch mit einem Fallbrett versehen ist, indem man auf einmal einen halben bis einen Ctr. Erz in dasselbe bringt und Wasser darauf schlägt, dann arbeitet der Arbeiter mit einem hölzernen Spatel das Erz gehörig durch, indem er den schaufelähnlichen Spatel auf das Bodenbret aufsetzt und langsam hinauf bis an den Kopf führt. Durch diese Manipulation wird das Erz aufgerührt und der Sand fortgeführt. Diese Arbeit treibt der Arbeiter so weit fort, als noch Sand in den Kiesen sich zeigt, dann wird das Produkt heraus genommen, um auf der Batéa weiter verarbeitet zu werden. Man kann hierbei leicht sehen, welche ungeheueren Metallverluste bei diesen Arbeiten erfolgen müssen, hauptsächlich wenn man den ganzen District in's Auge nimmt, und auch nur eine monatliche Goldproduktion von 1500 Pfd. angenommen wird.

Obgleich diese vorliegenden Daten vom Anfang des Jahres 1861 herrühren, so hat sich in diesen 3 Jahren doch nichts wesentlich verändert, denn kurz nachdem ich dies geschrieben, nahm die Revolution einen solchen Character an, dass alle Etablissements geschlossen werden mussten und höchstens in ganz kleinem Massstabe gearbeitet werden konnte, und dass bis heute mehr als 3 Jahre später, viele Grubenbesitzer ihre Arbeiten noch nicht haben wieder aufnehmen können.

Die Mansfelder Hüttenprozesse in ihrer Abweichung von den Ober- und Unterharzer Kupfer- und Silbergewinnungsarbeiten.

Vom

Ingenieur **Albrecht von Groddeck**,

Docenten der Bergbaukunde an der Königl. Bergakademie zu Clausthal.

(Schluss von S. 146.)

IV. Probiren der Minern und Hüttenprodukte.

Die gebrannten Schiefer untersuchte man früher derart auf ihren Metallgehalt, dass man einen Probircentner davon mit 2 Ctr. Borax und 1 Ctr. pulverisirtem Flaschenglas unter einer Kochsalzdecke einschmolz und den dabei erhaltenen Kupferstein auf seinen Kupfer- und Silbergehalt probirte.

Wegen der Schwierigkeit, aus einem Schieferhaufen eine richtige Durchschnittsprobe zu nehmen, führt man jetzt das Probeschmelzen im Grossen aus, indem man von jedem Fuder Schiefer, welches auf die Hütte gefahren wird, einige Stücke aussucht, diese sammelt und, sobald man davon mehrere Fuder hat, in kleinen Probirschachtöfen, ebenso wie beim Rohschmelzen, auf Kupferstein verarbeitet.

Diesen Kupferstein, sowie den bei dem Betriebe fallenden Roh- und Concentrationsstein probirt man auf den Kupfergehalt entweder nach der deutschen Kupferprobe auf trockenem Wege oder nach der schwedischen Probe auf nassem Wege.

Letztere Methode ist bei Erzen und Produkten, die frei von Arsenik und Antimon sind, und das ist

bei den Mansfelder Steinen der Fall, die vorzüglichste für einen Kupferhüttenbetrieb, und sie wird deshalb im Mansfeldischen mehr und mehr eingeführt, nachdem sie bereits auf den Oberharzer Hütten (d. Bl. 1854 S. 35; 1855 S. 33) so günstige Resultate gegeben hat. Das Auflösen der Steine und Ueberführen des Kupfers in eine salpetersäurefreie Lösung geschieht auf die bekannte Weise. Das Kupfer wird durch Eisenstifte aus der schwach schwefelsauren Lösung gefällt.

Die wesentlichsten Punkte bei der Ausführung der trocknen Probe sind folgende:

Das Kupfersteinmehl wird zuerst $\frac{1}{4}$ Stunde lang vorn in der Muffel geröstet, dann aufgerieben und darauf $\frac{3}{4}$ bis eine Stunde lang hinten in der Muffel zum zweiten Mal geröstet.

Der geröstete Stein wird mit 1 Ctr. Glas, $2\frac{1}{2}$ Ctr. schwarzem Fluss (2 Thl. Weinstein und 1 Thl. Salpeter) und 15 bis 20 Pfd. Eisenfeilspähnen unter einer Kochsalzdecke in der Kupfertute $\frac{1}{2}$ Stunde lang geschmolzen, und zwar auf dem Rost eines Windofens.

Von dem dabei resultirenden Kupferkorn wird $\frac{1}{2}$ bis $\frac{3}{4}$ Pfd. als fremde Bestandtheile abgerechnet, oder dasselbe wird mit 4 bis 6 Pfd. Blei auf dem Scherben gaar gemacht.

Die Silberprobe wird natürlich auf trockenem Wege ausgeführt. In einen Ansiedescherben legt man 6 Ctr. gekörntes Blei, darauf $\frac{1}{2}$ Ctr. Kupferstein und darüber wieder 6 Ctr. Blei. Nach 20 Minuten bedeckt die Schlacke das Metallbad. Man giebt darauf noch 20 Minuten heiss und giesst dann das Probirgut in das Probeblech aus. Der Bleikönig wird in der bekannten Weise abgetrieben.

Die ausgelaugten Rückstände (1864 S. 429) werden auf trockenem Wege probirt. Das Rosten, bei den Kupfersteinen nothwendig, fällt bei den Rückständen natürlich fort; das Schwarzkupferschmelzen geschieht wie bei den gerösteten Steinen. Zur Silberprobe treibt man 1 Ctr. von den eingeschmolzenen Rückständen mit $9\frac{1}{2}$ Ctr. Blei auf der Capelle ab.

Von dem getrockneten Cementsilber und dem Brandsilber werden immer 10 Ctr. mit $2\frac{1}{2}$ Ctr. Blei bis zum Blicken abgetrieben.

Von dem Schwarzkupfer wird $\frac{1}{2}$ Ctr. mit 8 Pfd. Blei auf dem Scherben gaar gemacht. Es werden von der untersten, mittelsten und obersten Scheibe aus jedem Heerde Proben genommen; zur Silberbestimmung wird $\frac{1}{2}$ Ctr. mit 5 Ctr. Blei auf der Capelle abgetrieben. Es werden immer zwei Proben zugleich gemacht.

Von den Spur- und Schwarzkupferschlacken wird 1 Ctr. mit 1 Ctr. grauem Fluss (3 Thl. Weinstein und 2 Thl. Salpeter, um Reduction von Eisenoxyd zu verhüten) und 1 Ctr. Glas auf Schwarzkupfer verschmolzen. Das Kupferkorn sitzt unmittelbar unter der Salzdecke, wenn es bis $\frac{1}{2}$ Lth. schwer ist; je schwerer, desto tiefer. — Bei 8 Loth Cu pro Ctr. und mehr wird die Schwarzkupferschlacke wieder verschmolzen.

Die armen Schlacken enthalten auf nassem Wege probirt 1 Pfd. Cu und darüber im Ctr., während die Feuerprobe nur 6 bis 8 Loth nachweist. Die

letztere vereinigt wahrscheinlich nur den mechanisch eingeschlossenen Stein.

Die Krätzen werden nach der schwedischen Probe probirt.

V. Ueber Metallverluste.

Bei den Rohprozessen. Eine Ermittlung der wirklichen Metallverluste bei den Rohprozessen findet nicht statt, es steht dem das grosse Haufwerk zu verarbeitenden, verhältnissmässig armen Schmelzgutes entgegen, von welchem eine stichhaltige Durchschnittsprobe im Kleinen zu nehmen unmöglich ist.

Es wird nur am Ende jedes Quartals von den Betriebsbeamten der Rohhütten das Ausbringen an Kupfer pro Fuder Schiefer festgestellt.

Bei der Entsilberung und Kupfergewinnung. — Der Metallverlust bei der Entsilberung und Kupfergewinnung wird seit dem Jahre 1837 regelmässig alle drei Jahre ermittelt und darnach der Betrieb in dreijährige Betriebsperioden getheilt.

Um die Metallverluste zu bestimmen, wird der probemässige Kupfer- und Silbergehalt des von der Gottesbelohnungshütte verarbeiteten Kupfersteins verglichen mit dem wirklich ausgebrachten Kupfer und Silber. Der probemässige Kupfergehalt der Krätzkupfergranalien, welche zur Bereitung von Nickel- und Kupfervitriol verwendet werden, wird dabei als wirklich ausgebrachtes Kupfer in Rechnung gestellt.

Um eine solche Vergleichung bei dem ununterbrochenem Betriebe und dadurch bedingtem Vorhandensein von Zwischenprodukten zu ermöglichen, wird die Masse der letzteren durch ein sogenanntes Hauptaufwiegen alle drei Jahre bestimmt und auf den Kupfer- und Silbergehalt probirt.

Das Aufwiegen geschieht durch zwei von dem königl. Bergamt zu bestimmende Unterbeamten, welche zugleich die Proben vorschriftsmässig zu nehmen, zu verpacken und an die Laboratorien zu Gottesbelohnungshütte und Eisleben abzuliefern haben.

Von dem wirklichen Vorhandensein der durch das Hauptaufwiegen nachgewiesenen Bestände hat sich darauf eine Commission königlicher und gewerkschaftlicher Beamten durch den Augenschein zu überzeugen. Auf Grund der Resultate dieses Aufwiegens und der in den Laboratorien gemachten Proben, ferner auf Grund der Betriebsrechnungen fertigt die gewerkschaftliche Berg-Rechnungs-Revision einen General-Abschluss der Metallberechnungen über Kupfer und Silber für die betreffende Betriebsperiode der Entsilberungsanstalt zu Gottesbelohnungshütte an, in welcher specialisirt die probemässige Einnahme und wirkliche Ausgabe nebeneinandergestellt und danach der Metallverlust berechnet ist.

Remedien und deren Aufhebung. Bis zum Jahre 1858 waren der Gottesbelohnungshütte bestimmte Remedien etatmässig zuerkannt, und diese wurden von der probemässigen Einnahme abgezogen, resp. den Ausgaben addirt. Der nach Inrechnungstellung dieser Remedien sich ergebende Ueberschuss wurde einerseits zur Deckung von Abgaben, wie des geistlichen Fünzigsten etc. verwendet, andererseits seit 1844 nach Verhältniss den Rohhütten zu Gute gerech-

net. Die Vertheilung des Ueberschusses an Kupfer und Silber an letztere geschah in verschiedenen Zeiten nach anderen Grundsätzen. Einmal nach den Kupferstein-Anlieferungen, dann nach dem Kupfergehalt in denselben und endlich nach Kupfer- und Silbergehalt derselben gesondert.

Mit der Vervollkommnung der Kupferhüttenprozesse nahmen die Metallverluste immer mehr ab und wurden demgemäss die Remedien regulirt.

Folgende kleine Tabelle möge die geschichtliche Entwicklung dieser Regulirung veranschaulichen.

Betriebsperiode von	Remedium an		Wirklicher Verlust an	
	Kupfer.	Silber.	Kupfer.	Silber.
1842/46	3,5 Proc.	12,28 Proc.	—	—
1846/49	2	9	0,5 Proc. Gew.	6,630 Proc.
1849/52	2	9	1,323 „ Verl.	7,798 „
1852/55	1 1/2	8	0,057 „	1,871 „
1855/58	1	4	0,862 „	0,905 „
1858/61	Das Remed. fällt fort		0,443 „	2,525 „

Schon im Jahre 1850 wurde es von der gewerkschaftlichen Deputation angeregt, die Remedien abzuschaffen, um eine klare Einsicht in die wirklich stattgehabten Verluste zu erhalten. Damals und noch bis zum Jahre 1858 wurde, abgesehen von andern entgegenstrebenden Momenten, gegen die Abschaffung der Remedien die Ungleichmässigkeit der Jahresabschlüsse und Ertragsberechnungen geltend gemacht. Es wurde aber die Berechnung in der Weise geändert, dass man den wirklichen Metallverlust in Procenten ausgedrückt bestimmte.

Die andauernd geringen wirklichen Metallverluste, besonders Silberverluste der Jahre 1852 bis 1858 aber, herbeigeführt durch Einführung der neueren Arbeitsmethoden und grössere Uebung der Arbeiter, hoben den angeführten Einwand auf.

Das königl. Berg-Amt beschloss deshalb am 8. Septbr. 1858, dass der etatmässige Arbeitsverlust von Anfang des nächsten Jahres ab nicht mehr angenommen, sondern nur der wirkliche Arbeitsverlust am Schlusse einer jeden dreijährigen Aufwiegeperiode ermittelt und nur als solcher in Rechnung gestellt werden solle. Maassgebend bei dieser Bestimmung war ferner, dass der Gottesbelohnungshütte durch das Probiren der zur Entsilberung kommenden Kupfersteine selbst erfahrungsmässig ein ausreichendes Remedium gewährt wird.

Mängel der Verlustbestimmungen. Die docimastischen Proben auf trockenem Wege geben den Metallgehalt bekanntlich zu gering an. Wenn schon hierin ein Grund für die Schwierigkeit der Verlustbestimmungen liegt, so tritt noch ein zweiter einflussreicher hinzu, das ist die ungleichmässige Beschaffenheit mancher Zwischenprodukte, deren Metallgehalt oft nur durch Schätzung bestimmt werden kann. Aus solchen Umständen ist aber auch allein der im Jahre 1849 gefundene Gewinn an Kupfer von 0,5 Proc. zu erklären, sowie auch der enorm geringe Kupferverlust von 0,057 Proc. während der Betriebsperiode von 1852—1855. Wie weit man bei letzterer Bestimmung gefehlt hat, kann man aus folgender Stelle des Protocolls der Verhandlungen über den Abschluss der 9. Betriebsperiode am 11. Septbr. 1861 am klarsten ersehen: „Beim Entsilbern und

Schwarzmachen muss der Kupferverlust mindestens soviel betragen, als in den Schlacken über die Halde gelaufen wird, und das beträgt, da auf 100 Ctr. Stein im hohen Ansatz 30 Ctr. dergleichen à 1/2 Pfd. Cu fallen, 15 Pfd. Cu; es soll jedoch wegen Verstäubung und mechanischer Verluste überhaupt, wie beim Rösten, im Ctr. Schlacken 1 Pfd. Cu oder auf 100 Ctr. Stein 30 Pfd. angenommen werden. Hat der Ctr. Stein 60 Pfd. Cu, so ergibt sich ein Kupferverlust von 1/2 Proc. Rechnet man dazu auf Gaarmachen und Raffiniren rund 1 Proc. Verlust, so dürfte der ganze Verlust mit 1 1/2 Proc. der Wahrheit ziemlich nahe treten. Die Begünstigung, welche das Gaarmachen und Raffiniren dadurch erhält, dass die Krätzkupfergranalien der Nickelanstalt mit ihrem vollen Gehalt nach der schwedischen Probe angerechnet werden, wird die Zahlen im Grossen nicht wesentlich ändern.“

Einführung genauerer Proben. Um in Zukunft über die Metallverluste genauere Resultate zu erzielen, ist in der Verhandlung vom 11. Septbr. 1861 beschlossen:

1) Die schwedische Kupferprobe einzuführen. Dieselbe giebt zwar wegen Oxydation des gefällten Kupfers auch schwankende Resultate, ist jedoch im Ganzen genauer als die Probe auf trockenem Wege. 27 Proben des Eislebener Laboratoriums variirten gegen die trockne Probe von 0,100 minus bis 3,000 pluss und 17 dergleichen von 0,322 bis 1,110 plus. Nach den ersten ergab sich ein Plus von 0,670 Proc., nach den zweiten ein Plus von 0,723 im Durchschnitt, und nach dem Hauptdurchschnitt der 44 Proben ein Plus von 0,691 oder rund 0,7 Proc.

2) Den Verlust durch Capellenzug bei der üblichen Ansiedeprobe durch Versuche möglichst genau zu ermitteln und in Rechnung zu bringen.

Eine Silberprobe auf nassem Wege einzuführen, ist bei den geringen Silbermengen in den Hüttenprodukten nicht rathsam.

Uebersicht des Inhalts der v. Groddeckschen Abhandlung.

Jahrgang 1864.

I. Abschnitt. Grundlagen der Mansfelder Hüttenpr. 61.

1. Kapitel. Betriebsmaterialien 61.

I. Schmelzmaterialien 61. Erze 61. Zuschläge 63. Brennmaterialien 84.

II. Baumaterialien 86.

2. Kapitel. Betriebskräfte 86.

I. Mechanische Kräfte 86. Wasserkräfte 86. Dampfkkräfte 87.

II. Menschenkräfte 87.

3. Kapitel. Kapital 87.

II. Abschnitt. Uebersicht der Mansfelder Hüttenprozesse 137.

1. Kapitel. Verarbeitung der Minern 137.

I. Rohprozesse 137. II. Silberextraction und Kupfergewinnung 138. III. Verarbeitung der Krätzkupfergranalien 139. — Selbstkosten 139. — Vergleich zwischen Mansfelder, Ober- und Unterharzer Hüttenprocessen 140

2. Kapitel. Verarbeitung der Nickelerze 140.

III. Abschnitt. Die Mansfelder Hüttenprozesse 189.

1. Kapitel. Verarbeitung der Minern 189.

I. Rohprozesse 189.

A. Vorbereitende Operationen 189. B. Brennen der Schiefer 190. C. Rohschmelzen 191. 221. 263. 309. D. Rösten des Rohsteins 310. E. Concentrations-schmelzen 310.

- II. Silberextraction und Kupfergewinnung 341. A. Mahlen des Kupfersteins 341. B. Rösten des Steins 341. 355. C. Die Ziervogelsche Wasserlaugerei 356, 427.

Jahrgang 1865.

- D. Silberfeinbrennen 31. E. Rückstandschmelzen auf Schwarzkupfer 33. 58. F. Gaarmachen im kl. Herd 93. G. Raffiniren des Schwarzkupfers 113. H. Abgangschmelzen 145.
 III. Verarbeitung der Krätzkupfergranalien 146.
 IV. Probirverfahren im Mansfeldschen 151.
 V. Metallverluste 152.

Mansfelder Kupferschiefer - Bergbau.

Vom

Bergingenieur H. Mentzel.

(Mit Fig. 19—26, Taf. XIV. v. J.)

(Fortsetzung von S. 139.)

V. Die Förderung.

In früherer Zeit, wo die Förderkosten gegen die Gewinnungskosten der Kupferschiefer bedeutend zurückstanden, hat man wenig auf eine Vervollkommen der Förderung hingearbeitet. Erst, als mit dem Vordringen des Bergbaues in grössere Tiefe die Förderkosten bedeutend zunahmen und man bei der grösseren Ausdehnung des einem Schachte zuertheilten Flötzfeldes die Förderung auf verhältnissmässig weniger Schächte concentriren musste, hat man die älteren schwerfälligen Fördermethoden entweder durch neuere, zweckmässigere ersetzt, oder doch die älteren mit der Zeit zu verbessern gesucht. Die Fortschritte, welche besonders seit Anfang dieses Jahrhunderts hinsichtlich der Förderung gemacht sind, haben sich aber nicht gleichmässig auf alle Reviere und Gruben erstreckt, und stehen daher neben den neuesten Einrichtungen noch an vielen Punkten die älteren in Anwendung.

Eine specielle Beschreibung aller der auf die Mansfelder Förderung Bezug habenden Verhältnisse und Einrichtungen würde den Umfang dieser Arbeit zu weit ausdehnen, es werden in Folgendem daher nur die Fördermethoden näher berücksichtigt werden, welche für den Mansfelder Bergbau charakteristisch sind, oder doch eine allgemeine Anwendung gefunden haben.

Betrachten wir zunächst:

A. Die Grubenförderung. Dieselbe trennt sich nach den verschiedenen in Anwendung kommenden Fördergefässen in

- I. Die Hundeförderung.
- II. Die Wagenförderung.

I. Die Hundeförderung. Diese dem Mansfelder Bergbau eigenthümliche Fördermethode bezweckt eine Translocation des gewonnenen Haufwerks von den Gewinnungspunkten bis zu den Sturzörtern in den söhligen Strecken, wo es der englischen Wagenförderung übergeben wird. Als Fördergefäss dient der Mansfelder Hund, welcher entweder als Walzen- oder Räderhund in Anwendung kommt, je nachdem der aus hölzernen Brettern bestehende Kasten von 4' 8" lichter Länge, 1' 2" Breite und 5—7" Höhe mit einem Inhalt von 3 resp. 3,2 Cbss., entweder auf Walzen oder Rädern ruht.

Bei dem Walzenhund sind unter dem Boden des Kastens 3 Leisten *a* (Fig. 22 u. 23) aufgenagelt, an welchen die Kufen *b* befestigt sind. Zwischen denselben liegen die aus Buchenholz gefertigten Walzen *c*, welche an ihren Enden 4" Durchmesser haben, und mit Eisenringen *d* umlegt sind. Die Zapfen gehen durch die Walzen hindurch, sind in denselben befestigt und drehen sich in den auf den Kufen aufgenagelten Pfadeisen *g*. Die schmiedeeisernen Axen der Räderhunde (Fig. 19—21) liegen auf dem Boden des Kastens und nur bei hoher Ortung unter demselben. Durch 3 Schrauben sind sie zugleich mit den eisernen Tragebänden *h*, welche den Boden und einen Theil der Seitenwände des Kastens umfassen, an letzteren befestigt. Innerhalb des Kastens sind die Axen 2" breit und $3\frac{1}{4}$ " stark, ausserhalb desselben rund geformt mit einem sich von $1\frac{1}{4}$ " bis 1" verjüngenden Durchmesser. An jedem Ende einer Axe ist ein $1-1\frac{1}{2}$ " langes Schraubengewinde angeschnitten und verhütet eine daran geschrobene Mutter das Ablaufen des Rades. Die Räder sind aus Eichenholz gefertigt und haben einen Durchmesser von 10—11". Nur bei sehr unebener Sohle wendet man zuweilen Räder von 15—17" Durchmesser an. Die Naben sind ausgebüchelt, die Radkränze mit $\frac{1}{4}$ " starken eisernen Reifen beschlagen und die Spurweite der Räder beträgt 22—23".

Der Eisenbeschlag des Kastens besteht bei beiden Hunden aus den 2 Giebelbändern *ee* und den Hundehöhen *oo*; ausserdem sind die Seitenwände des Räderhundes an ihren oberen Kanten durch Stossschienen von 1" Breite und $\frac{1}{8}$ " Stärke gegen Abnutzung gesichert.

Die Abstände der Axen des Walzen-, wie des Räderhundes betragen eben so viel, als ihre Entfernungen vom Giebel, welcher Umstand zur leichten Beweglichkeit der Hunde wesentlich beiträgt.

Ein Walzenhund kostet ca. 4 Thlr. 15 Sgr., wird bei der gewöhnlichen Benutzung auf eine Schicht ungefähr in $\frac{1}{2}$ Jahr abgenutzt und verlangt während dieser Zeit gegen $2\frac{1}{2}$ Thlr. an Reparaturkosten. Beim Räderhund betragen die Anschaffungskosten 10 Thlr. und die Reparaturkosten während einer Abnutzungszeit von 1 Jahr etwa 8 Thlr.

Das Gewicht der Hunde kommt:
 beim Walzenhund auf 100 Pfd., incl. Grubenfeuchtigkeit auf 130 Pfd.

beim Räderhund auf 143 Pfd., resp. 170 Pfd.

Dem Walzenhund giebt man bei sanfter Neigung des Flötzes und glattem Liegenden den Vorzug vor dem Räderhund, weil jener unter diesen Verhältnissen leichter beweglich ist. Ausserdem eignet sich der Walzenhund besser zur Förderung vor dem Strebe, weil er wegen seiner geringeren Breite weniger weite Ortung und Strebefahrten erfordert, als der Räderhund, und nebenbei den Vorzug der geringeren Anschaffungs- und Unterhaltungskosten, sowie des geringeren Gewichts besitzt. Der Räderhund dagegen passirt leichter die Unebenheiten der Sohle und eignet sich besonders zur Förderung in den Strecken. Bei grösseren Streckenförderlängen und unebenen Förderwegen findet er daher eine vortheilhafte Anwendung.

Im Allgemeinen giebt man den Hunden keine Leitung, nur wo das Liegende in den Strebefahrten sehr faul, zerklüftet oder uneben auftritt, täfelt man einige

Stellen mit Bohlen aus, oder legt, wie dies auch auf den sölhigen Strecken bei starkem Flötzfallen geschieht, für Räderhunde besondere Leitung. Dieselbe besteht nur aus 2 Leitbohlen ((a), siehe Fig. 24) von eichenen 5½ Zoll breiten, 2 Zoll starken Holz, auf deren äussere Kanten die 2 Zoll im Quadrat starken eichenen Leitschienen b mit Holzpflöcken aufgenagelt sind. Die Räder der Hunde laufen innerhalb der Schienen auf den Leitbohlen, welche mit den Stegen, auf denen sie ruhen, ebenfalls mit Holznägeln befestigt sind. Zwischen ihnen liegt die Laufbohle für den Förderjungen.

Als Förderbahn für den Walzenhund genügen zwei nebeneinander liegende Bohlen. Zur Hundeförderung verwendet man Jungen im Alter von 14—20 Jahren.

Der Hund wird von dem Förderjungen meist unter Beihülfe eines Häuers vor dem Strebe mit blossen Händen gefüllt und in den Sturzörtern durch Umstürzen entleert. Zum Fortbewegen desselben in den Fahrten, wofür der Terminus technicus „Trecken“ existirt, benutzt der Junge zwei Bretter, ein Achsel- und ein Beinbrett, und den Hunderiemen. Das Achselbrett ist ganz dem des Strebhäuers gleich und ebenfalls zur Unterlage für den linken Oberarm bestimmt. Das Beinbrett trägt auf der Rückseite ein paar eiserne Klammern von 3 Zoll Höhe, sogen. Langeisen l (Fig. 25), welche durch Verminderung der Reibung dem Jungen das Fortbewegen erleichtern; vermittelt zweier Riemen, welche durch die Oeffnungen oo gezogen werden, wird das Brett auf den Oberschenkel des linken Beines geschnallt. —

Der Hunderiemen ist ein doppelter etwa 2 Zoll breiter Riemen (Fig. 26.), welcher an dem einen Ende mit einem eisernen Ring, an dem andern Ende mit einem verschiebbaren Vorstecker a versehen ist. Er dient dazu, das rechte Bein des Jungen an den Hund zu spannen, und muss so lang sein, dass er um den Knöchel des Beins und durch das Hundeohr reicht. Das Trecken des Hundes geschieht nun in der Weise, dass der Junge sich auf die Bretter legt, das rechte Bein mittelst des Hunderiemens so an das Hundeohr anspannt, dass die Fusssohle fest an dem Giebel des Hundes anliegt, und in dieser Lage zuerst auf dem Achsel- und Beinbrett fortrutschend mit dem Oberleib eine Bewegung nach vorwärts macht; darauf zieht er das rechte Bein mit dem Hunde nach, wobei er den linken Fuss fest gegen das Dach der Fahrt stemmt. Mit der rechten Hand stützt er sich theils auf das Liegende, theils greift er damit vorstehende Ecken der Mauer, um sich an denselben fortzuziehen. Die ganze Art und Weise des Fortbewegens hat Aehnlichkeit mit dem Kriechen einer Raupe.

Beim Abwärtsfördern in stark geneigten Fahrten stemmt der Trecker den rechten Fuss vor den Giebel des Hundes, legt sich fest auf das Achselbrett und lässt sich womöglich durch den Hund fortschieben. Beim Aufwärtsfördern benutzt er einen Holzstab (Stebbelpflock), klemmt denselben zwischen Dach und Liegendes und sucht sich an diesem mit der rechten Hand festzuhalten.

In den Strecken wird der Hund mittelst eines aus Gurten bestehenden Seiles, welche über die Brust und eine Schulter gehängt und mit einer kurzen Kette in das Hundeohr eingehakt wird, in etwas vorwärts geneigter Stellung gezogen, eine Manipulation, für welche die Bezeichnung Schleppen gebräuchlich ist.

Ist schon an und für sich das Fördern mit dem Hunde in den engen Räumen sehr mühsam, so wird es durch eine schlechte Beschaffenheit der Förderwege, durch mit der Zeit sich bildende Unebenheiten der Fahrstösse, gegen welche sich der Hund klemmt, und durch ein starkes Flötzfallen, welches, wie schon früher erwähnt, den in Hunden diagonalen und besonders sölhigen Fahrten nach dem unteren Stoss zieht, oft noch bedeutend erschwert. Da ferner die Nebenversäumnisse, welche durch das Ausweichen beim Begegnen zweier Jungen in den Strecken durch das Zusammentreffen mehrerer derselben an einem Sturzorte, durch Reinigen der Förderwege und verschiedene andere Umstände bedingt werden, verhältnissmässig gross sind, so ist es erklärlich, dass sich mit der Mansfelder Hundeförderung nur geringe Effecte erzielen lassen. Die Leistung der Förderjungen ist nach deren Kräften und der Beschaffenheit der Förderwege sehr verschieden. Als ungefähre Mittelwerthe können folgende Angaben gelten, welche sich aus mehrfachen Beobachtungen ergeben haben.

Es sind erforderlich:

Zum Füllen des Hundes vor dem Strebe 10 Minuten (durch den Jungen allein).

Zum Füllen des Hundes vor dem Strebe

unter Hülfe des Häuers	6	„
Zum Füllen des Hundes in der Strecke	5	„
Zum Entleeren mit blossen Händen	5	„
Zum Entleeren durch Umstürzen	2	„
Zum Anschlallen der Bretter	1	„
Zum Abschnallen der Bretter	1	„
Zum Anspannen des Hundes	1	„
Zum Abspannen des Hundes	1	„

Ausserdem rechnet man für Nebenversäumniss pro Hund: 5 Minuten. Die Geschwindigkeit des Hundes pro Minute wurde ermittelt:

a) Beim Schleppen mit dem Räderhunde

	leer	mit der Last (3—3½ Ctr.)
in sölhigen Strecken ohne Leitung zu	24—27 Ltr.	12—18 Ltr.
in sölhigen Strecken mit Leitung zu	30—33 „	18—21 „
in steigenden Strecken mit 5° Steigung zu	12—14 „	6—8 „
in fallenden Strecken zu	24—30 „	8—20 „
in diagonalen Strecken ansteigend (2—5°)	13—17 „	„
in diagonalen Strecken fallend	„	9—13 „

β) Beim Trecken mit dem Räderhunde

in sölhigen Fahrten	4—5 Ltr.	3½ — 4 Ltr.
in geneigten Fahrten aufwärts 3—4 „	2 — 3 „	„
in geneigten Fahrten abwärts 5—6 „	5 — 7 „	„

γ) Beim Trecken mit dem Walzenhunde

in sölhigen Fahrten	6—7 Ltr.	4 — 4½ Ltr.
in geneigten Fahrten aufwärts 3—4 „	1½ — 2½ „	„
in geneigten Fahrten abwärts 5—6 „	6 „	„

Die kleineren Zahlen entsprechen schwächeren Jungen und schlechteren Förderwegen. Aus der Ungleichheit derselben erhellt jedoch, dass die Durchschnittswerthe bei der Feststellung der zu fördernden

Leistung nicht massgebend sein können, vielmehr müssen die jedesmaligen lokalen Verhältnisse besonders berücksichtigt werden.

Die Förderjungen stehen im Schichtenlohn, man lässt aber die Häuer die Hundeförderkosten tragen, indem man bei der Gedingstellung jene mit in Rechnung zieht. Durch dieses Verfahren erreicht man die Vortheile, dass die Häuer den Jungen bei der Förderung behülflich sind, dieselben jedoch auch beaufsichtigen und dadurch eine besondere Controle von Seiten der Grubenbeamten unnöthig machen.

Ogleich man die Hundeförderung wegen ihrer Kostspieligkeit immer mehr zu verdrängen sucht, so wird man sie doch voraussichtlich nie vollständig entbehren können, wenigstens so lange nicht, als die Schieferge-

winnung noch in der bisher üblichen Weise erfolgt. Auch scheint die Konstruktion des Hundes für die bestehenden Verhältnisse die geeignetste und wird eine wesentliche Aenderung in derselben nicht zu erwarten sein. Versuche, welche man mit Hunden machte, deren Kasten aus $\frac{1}{6}$ zölligem Eisenblech und die Räder aus Gusseisen bestanden, haben keine günstigen Resultate geliefert, da die Kosten und das Gewicht eines solchen Hundes zu hoch kamen und die Räder bei den heftigen und häufigen Stößen, welchen sie ausgesetzt sind, leicht zerbrachen. Auch eine versuchte Vorrichtung zum Hemmen des Hundes beim Trecken auf steilen Flötzpartien hatte wegen ihrer Umständlichkeit wenig Erfolg und wurde wieder aufgegeben.

(Fortsetzung folgt.)

Notizen.

Moll, Neuerungen auf dem Felde der Metallurgie im J. 1863. Auf dem Felde der Eisenproduktion gehören hierher der in jeder Beziehung Kosten ersparende Hohofen von Rachette, zu Mühlheim (d. Bl. an viel. Orten) erbaut, dann der Bessemerprozess, bei welchem auch die Spectralanalyse (d. Bl. 1064, S. 300) zuerst in die Praxis eingetreten ist. Ferner das Verfahren, Schweiss- und Wärmeöfen mit Unterwind (d. Bl. 1864, S. 215) zu betreiben, wobei das Eisen neben Brennstoffersparung besser bleibt, das mechanische Puddeln von Dumény und Lemut (d. Bl. 1864, S. 266, 392), über welches belgische und französische Werke befriedigende Versuche angestellt haben, sowie der von Haswell construirte Presshammer (d. Bl. 1864, S. 236, 281), mit welchem ein Druck bis zu $1\frac{1}{2}$ Mil. Pfd. gegeben werden kann. Ueber bessere Ausnutzung der Wärme bei Feuerungen hat Armstrong sehr wichtige und interessante Mittheilungen gemacht, wobei Siemens' Regeneratoröfen (d. Bl. 1864, S. 258) einer besondern Erwähnung verdienen. In Betreff der Dampfmaschinen und Dampferzeuger sind die rauchverzehrenden Feuerungsanlagen von Palazot (d. Bl. 1864, S. 111) und Langen's Étagerrost (d. Bl. 1863, S. 116, 272) besonders zu erwähnen. Die Anwendung von Stahlblech zu Dampfkesseln nimmt in neuerer Zeit immer mehr zu; die Wandstärken solcher Kessel verhalten sich zu eisernen wie 3:5. (Zeitschr. d. Ver. deutsch. Ingen. VIII. 471).

Wedding, über hämmerbares Gusseisen. Das dazu zu verwendende Gusseisen muss nur chemisch gebundenen Kohlenstoff enthalten, also weiss (am besten durch Mischung von grauem und weissen Roheisen erzielt), frei von Mangan und möglichst frei von Silicium, Phosphor und Schwefel sein. Zur Entkohlung eignet sich am Besten quarzfreier mulmiger Rotheisenstein. Man muss bei niedriger, aber andauernder Temperatur (2—3 Wochen) in Eisengefässen erhitzen. Diese Methode eignet sich für Waaren, welche ohne weitere Bearbeitung scharfe Ecken oder Kanten haben sollen, während die Darstellung eines stahlartigen Eisens durch Zusammenschmelzen von Roh- und Stabeisen für solche Gegenstände passt, bei welchen es nicht auf scharfe Formen ankommt oder die nachträglich bearbeitet werden sollen. (Verhandl. z. Beförder. d. Gewerbl. in Preussen. 1864, S. 118.)

Delnest, hyperboloidische Mühle zum Zermahlen, Brechen und Mischen jeder Art Substanzen. Die hyperbolischen Walzen zeichnen sich vor gewöhnlichen cylindrischen dadurch aus, dass sie nicht blos quetschen, sondern auch zerreißen. (Dingl. Bd. 174, S. 8.)

Bouillat, Englands Steinkohlenreichthum. Dieser ergibt sich aus folgenden zuverlässigen Zahlen:

Steinkohlenlager	Flächener- streckung. Q.-Meil.	Constairte	Jetzige Pro- duktion. Tonn.
		Steinkohlen- menge. Mill. Tonn.	
Im Norden, Schottland	1,920	25,300	11,081,000
„ Osten, Newcastle	1,845	24,000	34,635,384
„ Westen, Lancashire etc.	535	7,594	25,643,000
„ Süden, Wales etc.	1,094	26,560	13,201,796
Cumberland	25	90	1,255,644
	5,419	83,541	85,817,324

Alle diese Lager befinden sich nicht unter 1200 Met. Tiefe und werden nach der derzeitigen Produktion vor 970 Jahren nicht ausgebeutet sein. (Ann d. min. 3 livr. de 1864, p. 496.)

Grosse Walzstücke der Hüttenwerke Rive de Gier und Saint Chamond. Blechplatten von 6—7 Met. Länge, 0,8—1 Met. Breite und 15—20 Mill. Stärke, ferner Platten zu einem grossen Balancier von 7,61 Met. Länge, 1,95 Met. Breite und 60 Millim. Dicke bei 0,75 Fr. Preis pro Kilogr.

Um die Festigkeit der Cemente, selbst der besten Sorten, zu erhöhen, was beispielsweise bei Verwendung derselben zur Auskleidung hölzerner Schlamm bassins erforderlich wird, empfiehlt Prof. Dr. Artus in seiner Vierteljahrsschrift folgende Mischung: 100 Pfd. Cement, 200 Pfd. Sand, 5 Pfd. einer Mischung von gebranntem Gyps und geglühetem Borax und die übliche Menge Wasser, die zur Verarbeitung nothwendig erscheint. Was die Mischung von Gyps und Borax anlangt, so wird diese bereitet, indem man 1 Pfd. Borax bis zum Glühen erhitzt, so dass das Krystallwasser vollständig daraus entfernt wird, worauf derselbe nach dem Erkalten fein pulverisirt und mit 45 Pfd. gebranntem und gesiebttem Gyps auf das Sorgfältigste vermischt wird.

Zeidelit. Künzel wendet ein Gemenge von 1 Schwefel und 2 feinem Sand (Zeidelit) zum Auskleiden von Basins an, in denen stark saure Laugen aufbewahrt werden.

Bischof, Strengflüssigkeit der amorphen und krystallisirten Kieselerde. Im reinen Zustande unterscheiden sie sich wenig hinsichtlich der Strengflüssigkeit, dagegen im Versatz mit Thonerde oder natürlichem Thon kann die amorphe Kieselerde geradezu als Flussmittel auftreten, während die krystallisirte die Strengflüssigkeit erhöht. (Dingl. B. 174, S. 140.)